

Arthur W. Jenks

GRUNDRISS

DER

METALLHÜTTENKUNDE

VON

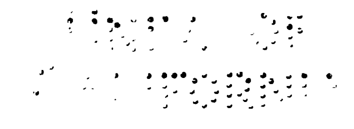
BRUNO KERL,

PROFESSOR AN DER KÖNIGL. BERGAKADEMIE, MITGLIEDE DER KÖNIGL. PREUSSISCHEN TECHNISCHEN DEPUTATION FÜR GEWERBE UND DES KAISERLICHEN PATENTAMTES IN BERLIN.

ZWEITE

STARK VERMEHRTE UND VERBESSERTE AUFLAGE.

MIT 299 IN DEN TEXT GEDRUCKTEN HOLZSCHNITTEN.



LEIPZIG.

VERLAG VON ARTHUR FELIX.

1881.

Inhaltsverzeichniss.

I. Blei.

2. Abschnitt.

Bleigewinnung in Herdöfen.

3. Abschnitt.

Bleigewinnung in Schachtöfen.

1. Cap. Niederschlagsarbeit.

2. Cap. Röstreductionsarbeit.

II. Abtheilung.

Oxydirte Erze und Producte.

1. Abschnitt.

Oxydirte Bleierze.

2. Abschnitt.

Oxydirte Hüttenproducte.

III. Abtheilung.

Bleiraffination.

II. Kupfer.

I. Theil. Trockene Processe.

I. Abtheilung.
Schachtofenbetrieb.

1. Abschnitt.
Geschwefelte Erze.

1. Cap. Rösten der Kupfererze.

2. Cap. Rohschmelzen.

3. Cap. Steinconcentration.

4. Cap. Schwarzkupferarbeit.

5. Cap. Gaarmachen des Schwarzkupfers.

6. Cap. Hammergaarmachen des Gaarkupfers.

7. Cap. Beispiele für den Deutschen Kupferhüttenprocess.

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

II. Abtheilung.

Flammofenbetrieb.

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

Anhang zur I. und II. Abtheilung.

Eigenschaften des Kupfers.

II. Theil. Nasse Processe.

III. Silber.

I. Abtheilung.

Trockene Processe (Verbleiung).

1. Abschnitt.

Darstellung von Werkblei.

1. Cap. Verbleiung von Erzen.

2. Cap. Verbleiung von Steinen und Speisen.

3. Cap. Verbleiung von Schwarzkupfer.

2. Abschnitt.

Entsilberung des Werkbleies.

1. Cap. Abtreiben.

4. Cap. Sonstige Extractionsmethoden.

IV. Gold.

1. Cap. Erzverarbeitung.

2. Cap. Goldscheidung.

V. Platin.

VI. Quecksilber.

1. Cap. Zersetzung des Zinnobers durch Zuschläge.

2. Cap. Zersetzung des Zinnobers durch Röstung.

VII. Zink.

1. Abschnitt.

Vorbereitungsarbeiten.

2. Abschnitt.

Zinkdestillation.

VIII. Cadmium.

IX. Zinn.

X. Arsen.

XI. Antimon.

XII. Wismuth.

XIII. Nickel.

Figurenverzeichniss.

I. Blei.

II. Kupfer.

III. Silber.

IV. Gold.

V. Platin.

VI. Quecksilber.

VII. Zink.

IX. Zinn.

X. Arsen.

XI. Antimon.

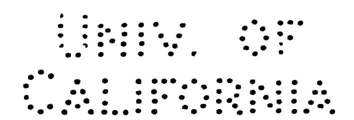
XII. Wismuth.

XIII. Nickel.

Abkürzungen von Citaten.

Allgem. B. u. h. Ztg.	Allgemeine Berg- und hüttenmännische Zeitung, herausg. von Hartmann.
Allgem. Hüttenkunde oder Allgem. H.	Kerl, Grundriss der allgem. Hüttenkunde. 2. Aufl. Leipzig 1879.
Americ. Journ. of mining	American Journal of mining. Red. Raymond. New-York.
Ann. d. min.	Annales des mines. Paris.
Berg- u. hüttenm. Jahrb. d. Schemnitzer u. s. w. Bergakademie	s. Leoben. Jahrb.
B. u. h. Ztg.	Berg- u. hüttenmännische Zeitung. Red. Kerl und Wimmer. Leipzig.
Bgwfd.	Bergwerksfreund, herausg. von Heine, Eisleben.
Bull. de la soc. d'encouragem.	Bulletin de la société d'encouragement pour l'industrie nationale. Peligot et Laboulaye. Paris.
Bull. de la soc. de l'ind. min.	Bulletin de la société de l'industrie minérale. St. Etienne.
Compt. rend.	Comptes rendus des séances de l'Académie des sciences. Paris.
Deutsche Ind.-Ztg.	Deutsche Industrie-Zeitung, begründet von R. Binder, Red. Max Diezmann. Chemnitz.
Dingl.	Polytechnisches Journal, herausg. von Dingler, später von Zemann und Fischer.
D. R. P.	Deutsches Reichspatent.
Engin. and min. Journ.	The Engineering and Mining Journal. New-York.
Erdm. J.	Journal für praktische Chemie, begründet von Erdmann; jetziger Herausgeber Kolbe, Leipzig.
Erdm. J. f. ök. Chem.	Journal für ökonomische und technische Chemie, herausg. von Erdmann. Leipzig.
Freib. Jahrb.	Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann. Freiberg.
Fresen. Ztschr.	Fresenius' Zeitschr. f. analyt. Chemie. Heidelberg.
Gén. industr.	Le génie industriel. Paris.
Hartmann's allg. B. u. h. Ztg.	s. Allgem. B. u. h. Ztg.
v. Hauer's Oester. Jahrb.	s. Leoben. Jahrb.
Iron	Iron, an illustrated weekly Journal of Science, Metals and Manufactures in Iron and Steel. London.
Karsten, Met.	Karsten, System der Metallurgie, 5 Bde. Berlin 1831 u. 1832.
Kärnthn. Ztschr.	Zeitschr. d. Berg- u. hüttenm. Vereins f. Steiermark u. Kärnthen. Red. Fuchs. Klagenfurt.
Kerl, Met. oder M.	Handbuch der metallurgischen Hüttenkunde in 4 Bdn. 2. Aufl. Leipzig 1861 bis 1865.
Kerl, Repert.	Kerl, Repertorium der technischen Literatur, die Jahre 1854 bis 1878 umfassend. Leipzig 1871—1879.

v. Kerpely, Fortschr.	Berichte über die Fortschritte der Eisenhütten-Technik, nebst Anhang, enthaltend die Fortschritte der übrigen metallurg. Gewerbe. Leipzig. 1—15. Jahrg.
Lampad. Fortschr.	Lampadius, Fortschritte der Hüttenkunde 1835.
Leoben. Jahrb.	Berg- und hüttenm. Jahrbuch d. k. k. Bergakademien zu Přibram und Leoben und der k. ungar. Bergakademie zu Schemnitz. Herausg. von v. Tunner, Grimm und v. Hauer.
Maschinenconstructeur	Der prakt. Maschinenconstructeur. Leipzig.
Mech. Magaz.	The Mechanic's Magazine. London.
Mining Journ.	The mining Journal. London.
Mon. scient.	Moniteur scientifique du docteur Quesneville. Paris.
Muspratt's techn. Chem.	Muspratt's theoret., prakt. und analyt. Chemie, in Anwendung auf Künste und Gewerbe. Von Kerl und Stohmann. 3. Aufl. 7 Bde. Braunschweig.
Oest. Jahrb.	s. Leoben. Jahrb.
Oest. Ztschr.	Oesterreichische Zeitschr. für Berg- und Hüttenwesen. Wien.
Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk.	Percy-Rammelsberg, die Metallurgie des Bleies. Braunschweig 1872.
Phil. magaz.	The philosophical Magazine. London.
Pogg. Ann.	Annalen der Physik und Chemie, herausg. von Poggendorff. Leipzig.
Polyt. Centr.	Polytechnisches Centralblatt. Leipzig.
Preuss. Ztschr.	Zeitschrift f. d. Berg-, Hütten- u. Salinenwesen in dem preuss. Staate. Berlin.
Rammelsberg, Met.	Rammelsberg, Lehrbuch der chemischen Metallurgie. Berlin 1865.
Rev. miner.	Revista minera, Madrid.
Rev. univers.	Revue universelle des mines etc. sous la direction de Ch. de Cuyper. Paris, Londres et Liége.
Ritting. Erfahr.	Erfahrungen im Berg- und hüttenmännischen Maschinen-, Bau- und Aufbereitungswesen. Zusammengestellt von v. Rittinger. Wien.
Scient. Amer.	Scientific American. New-York.
Scient. Press	Scientific Press for Mining, mechanic arts and inventions. San Francisco.
Schles. Wochenschr.	Wochenschrift des schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen. Herausg. von Schwarz. Breslau.
Schubarth, Repert.	Schubarth, Repertorium der techn. Literatur, die Jahre 1823—1853 umfassend. Berlin 1856.
Schweizer polyt. Ztschr.	Schweizer polytechn. Zeitschrift, herausg. von Bolley und Kronauer. Winterthur.
Silliman's Journ.	American Journal of science and arts by Silliman et Dana. New Haven.
Technologiste	Technologiste, Archives des progrès de l'industrie française et étrangère. Paris.
Wagn. Jahresber.	Wagner's Jahresberichte über die Fortschritte und Leistungen der chem. Technologie. Leipzig.
Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing.	Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure. Berlin.



I. BLEI.

1. Bleierze. Die hauptsächlichsten Erze sind:

a) Bleiglanz, PbS mit 86.57 Pb, auf Gängen mit Kupferkies, Schwefelkies, Zinkblende, Silbererzen, Antimon- und Arsenverbindungen, Spatheisenstein, Quarz, Kalkspath, Schwerspath, Flussspath u. s. w. (Oberharz, Ungarn, Freiberg, Nassau u. s. w.), auch auf Lagern, Stöcken und Nestern in Sand- und Kalksteinen, und dann meist freier von fremden metallischen Beimengungen (England, Spanien, Tarnowitz, Kärnthen, Commern). — Bleischweif, dichter Bleiglanz, enthält zuweilen bis 3 Proc. und mehr isomorphes Schwefelzink und bis 5 Proc. Antimon, dieses dann zum Theil als Antimonblei neben Schwefelblei und Schwefelantimon[1]); doch kann auch ein Antimongehalt von beigemengtem Bournonit oder Fahlerz herrühren. **Bleiglanz.**

Das Schwefelblei kommt häufig im isomorphen Gemische mit anderen Schwefelmetallen (Ag_2S, Cu_2S, FeS, ZnS) vor und verbindet sich mit elektronegativen Schwefelmetallen von Antimon und Arsen zu Sulfosalzen (Bournonit, Jamesonit, Dufrenoysit u. s. w.). Zur Auffindung von Bleiglanz in Mineralien reibt Jannettaz[2]) dieselben mit Kalibisulfat zusammen, wobei sich dann augenblicklich viel Schwefelwasserstoff entwickelt. Zinkblende giebt eine viel geringere Reaction; Antimonglanz, Pyrit, Zinnober, Silberglanz, Boulangerit, Zinkenit und Bournonit entwickeln keinen Schwefelwasserstoff. Aller Bleiglanz enthält wenigstens Spuren von Silber und nach Percy[3]) auch von Gold; der Silbergehalt, am gewöhnlichsten 0.01—0.03, zuweilen bis 0.5, selten über 1 Proc. (zu Sala 0.88, in Sachsen bis 2.5 Proc., Peru bis 3.4 Proc.), ist entweder als isomorphes Schwefelsilber[4]) vorhanden und dann in Lösungsmitteln, z. B. Cyankalium[5]), unlöslich und beim Verwaschen ohne Aenderung des Verhältnisses zwischen Silber und Blei, oder von eingesprengten Silbererzen herrührend, welche sich dann ganz oder theilweise durch Cyankalium von ihrem Silbergehalte befreien lassen und beim Verwaschen grossentheils mit dem Wasserstrome hinweggehen. Grobglanziger Bleiglanz ist nicht immer, wie früher angenommen, silberärmer als feinspeisiger[6]), wohl aber der Bleiglanz von Lagern meist silberärmer und reiner als solcher aus Gängen. Der Bleiglanz schmilzt, schwerer als Blei, in starker Rothglühhitze zu einer dickflüssigen, den Thontiegel rasch durchdringenden Masse, ist flüchtiger als schwefelsaures Bleioxyd[7]) und schmilzt mit Blei in allen Verhältnissen zu Subsulfureten zusammen, deren Eigenschaften sich denen des Bleies oder Schwefelbleies je nach der relativen Menge davon nähern.

1) Leoben. Jahrb. 18, 338. 2) Ber. d. dtsch. chem. Ges. 1873, Nr. 16, S. 1268. 3) Phil. magazine 1854. Percy-Rammelsberg's Metallurgie des Bleies S. 60. 4) Ann. d. min. 4. ser., T. 17. Bulletin de la soc. de l'industr. minérale 3, 282. B. u. h. Ztg. 1859, S. 446, 447. Phillips, Lecture on the metallurgy of Lead, read before the Soc. of Arts 1859, April. 5) Leoben. Jahrb. 18, 329; 19, 272. 401. B. u. h. Ztg. 1870, S. 66; 1871, S. 35. 6) Revue univers. 1871, Vol. 29, p. 61. 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 432.

So ist z. B. eine Verbindung von Pb_3S leichter schmelzbar und weniger glänzend als Bleiglanz, aber härter als Blei und etwas geschmeidig bei dunkelgrauer Farbe und krystallinischem Bruche. Derartige Schmelzproducte erscheinen in der Hitze homogen, werden sie aber langsam abgekühlt, so saigert Blei aus und darüber befindet sich eine Schicht von sprödem krystallinischen Schwefelblei. Beim Erhitzen des Bleiglanzes an der Luft (Rösten) entstehen variable Gemenge von Oxyd und Sulfat, deren relative Mengen von der Leitung des Röstens und der An- oder Abwesenheit fremder Schwefelmetalle abhängen. Köhler bestimmt den Metallgehalt des Bleiglanzes nach dem specifischen Gewichte.[1])

Weissbleierz.

b) Weissbleierz, PbO, CO_2 oder $PbCO_3$ mit 77.52 Pb, im Gemenge mit Thon, Eisenoxyd u. s. w. Bleierde und mit Kohle Schwarzbleierz genannt, gewöhnlich am Ausgehenden der Bleierzlagerstätten, meist silberarm (zuweilen aber silberreicher, wie in Leadville, Carthagena) und nur zuweilen so massig, dass dasselbe zur Bleigewinnung dient (Stolberg, Carthagena in Spanien, Antoniogang in Sardinien, Laurion, Altai, Mississippithal, Californien [Californica Gulch] und besonders zu Leadville[2]) in Colorado mit 20—60 Proc. Pb und 600 bis 20 000 g Ag in der Tonne, das Silber als Chlorür vorhanden oder gediegen); ein schmelzwürdiges Gemenge von Weiss- und Grünbleierz findet sich zu Cromford Moor in Derbyshire unter dem Namen Linottes von seiner Hänflingfarbe. Strengflüssige Beimengungen (Quarz, Schwerspath) erschweren den Schmelzprocess (Altai). Bleizinkerz findet sich in Argentiera, Spanien.

Bleivitriol.

c) Bleivitriol, PbO, SO_3 oder $PbSO_4$ mit 68.3 Pb, selten in schmelzwürdiger Menge am Ausgehenden der Bleiglanzlagerstätten (Alais, Spanien, Australien, Bleierden von Laurion[3]), Sardinien, Insel Anglesea, Pennsylvanien).

Das Bleisulfat[4]) schmilzt erst in starker Glühhitze, ist von allen Sulfaten der eigentlichen Metalle das beständigste und verliert erst in hohen Temperaturen (z. B. in Weissglühhitze) an 20 Proc. seiner Schwefelsäure. Aus Bleiglanz lässt sich Bleisulfat mittelst unterschwefligsauren Natrons extrahiren.[5])

Pyromorphit.

d) Pyromorphit (Braun-, Grünbleierz), $3[3PbO, P_2O_5] + PbCl_2$ oder $3Pb_3P_2O_8 + PbCl_2$ mit 69.6 Proc. Pb, Mimetesit, Gelbbleierz und andere bleihaltige Mineralien sind für die Bleigewinnung ohne grössere Bedeutung (Braunbleierz im Banat).

Trockne Processe.

2. Bleigewinnungsmethoden.[6]) Die Bleigewinnung geschieht seltener aus oxydirten Erzen, als aus Bleiglanz, und hängt die Auswahl des Zugutemachungsprocesses für letzteren hauptsächlich von der Beschaffenheit der Erze (Reichhaltigkeit, Anwesenheit von mehr oder weniger fremden Erden und metallischen Bestandtheilen der Qualität und Quantität nach u. s. w.), dann auch von der Beschaffenheit und dem Preise des Brennmateriales ab. Diese Factoren bedingen wiederum die Auswahl des geeigneten Schmelzapparates (Flamm-, Herd- oder Schachtofen) bei der allgemein üblichen Anwendung des trocknen Weges.

Nasse Processe.

Der nasse Weg (z. B. Zersetzung des Bleiglanzes u. s. w. mit Salzsäure, Fällen von Blei aus der Lösung durch Zink, dann des letzteren durch Kalk und

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 150. 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 446. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 320. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 482. 5) Dingl. 211, 192. Fresen. Ztschr. 13, 60. 6) H. Painter, report on the metallurgy of lead, silver, copper and zink; Washington, Govern. Print. Office. 1875 (Hüttenprocesse der bedeutendsten deutschen und österr. Hüttenwerke). Phillips in B. u. h. Ztg. 1859, S. 368; Cahen ebend. 1863, S. 366; Gruner ebend. 1869, S. 136; 1870, S. 129; Ronna in Rev. univers. 1871, Bd. 29, S. 51.

und Einschmelzen des Metallschwammes mit Soda und Kohle auf Blei [1]) ist zu theuer. Schaffner[2]) entzieht Bleisulfat enthaltenden Kiesabbränden dasselbe durch Chlorcalciumlösung und fällt das Blei aus der Lösung durch Eisen. Nach Meunier[3]) lässt sich Bleiglanz durch Metalllösungen zersetzen.

Die Abscheidung des Schwefels aus dem Bleiglanze kann geschehen: Zersetzbarkeit des Bleiglanzes.

1. Durch Substanzen, zu denen derselbe verwandter ist, als zum Blei, und zwar

a) durch Eisen (Niederschlagsarbeit), wobei der Grad der Zersetzung von der Menge des angewandten Eisens und der Höhe der Temperatur abhängt.

Mit steigender Temperatur nimmt das Bleiausbringen zu und bei gleichen Temperaturen erfolgt nach Nolte[4]) das Maximum an Blei (86.5 Proc.) bei Vorhandensein des stöchiometrischen Verhältnisses von PbS : Fe oder 20—25 Proc. von letzterem. Ein Theil Schwefelblei bleibt immer mit Schwefeleisen verbunden als Bleistein (Bleilech) zurück, welcher mit steigender Schmelztemperatur bleiärmer wird (ältere Oberharzer Bleisteine mit 30 Proc. und mehr, jetzige mit bis 8 Proc. Blei). Bei Anwesenheit von Schwefelsilber ist das Verhältniss des Silbers zum Blei im Steine grösser, als im Werkblei, und auch durch einen grösseren Eisenzusatz lässt sich der Stein nicht vollständig entsilbern. Schwefelkupfer geht fast vollständig in den Stein.

Der Process eignet sich nur für von fremden Schwefelmetallen möglichst freie Erze, weil erstere einen unnöthigen Eisenverbrauch herbeiführen und die daraus abgeschiedenen Metalle (Kupfer, Antimon, Arsen u. s. w.) das Blei verunreinigen. Eisen und Zink haben wenig Neigung, sich mit Blei zu verbinden. Vorhandene saure oder basische Erden werden verschlackt und sind unschädlich. Lichtseiten des Processes: Verwendbarkeit des rohen Erzes ohne kostspielige Vorarbeit, Ansammlung und Nutzbarmachung eines vorhandenen geringen Kupfergehaltes im Steine; Schattenseiten: das Erforderniss, den Stein noch auf nutzbare Metalle (Blei, Silber) zu verarbeiten, sowie das Erforderniss einer höheren, mehr Brennmaterial erfordernden Temperatur beim Erzschmelzen behufs möglichst vollständiger Zersetzung des Bleiglanzes (S. 3), so dass bei der die Niederschlagsarbeit vielfach verdrängenden, später zu erwähnenden Röstreductionsarbeit durch das Verschmelzen eines durch eine Vorarbeit (Röstung) vorbereiteten, aber dann leichtschmelzigeren Erzes an Brennmaterial gespart wird; ferner Erforderniss von theurem, zuletzt in die Schlacken gehenden metallischen Eisen (Anwendung von Surrogaten bei neueren Pilz- und Raschetteöfen in Gestalt von oxydirtem Bleistein, basischen, eisenhaltigen Schlacken — Eisenfrisch-, Puddel-, Schweissofenschlacken, Kupfererzschlacken —, Rückständen von der Kupferextraction aus Kiesen u. s. w.). Höher silicirte Eisenschlacken — Rohschlacken vom Frischen — zersetzen den Bleiglanz weit unvollständiger, als basische, und Eisenerze bilden leicht Eisensauen. Die Niederschlagsarbeit wird seltener in Flammöfen (Vienner Process) als in Schachtöfen ausgeführt wegen minderen Brennmaterialverbrauches und geringerer Bleiverluste in letzteren.

b) Durch Alkalien und alkalische Erden.

Hierher gehörige Reactionen kommen hauptsächlich beim Probiren der Bleierze[5]) zur Geltung. Aetz- und kohlensaure Alkalien zerlegen Beiglanz unvollständig unter Bildung von Blei (50—55 Proc.), schwefelsaurem Alkali und Schwefelalkali, welches Schwefelblei als Schwefelsalz zurückhält, $7 PbS + 4 (K_2O, CO_2) = 4 Pb + K_2O, SO_3 + 3 (K_2S, PbS) + 4 CO_2$. Durch Luftzutritt oder Salpeterzusatz lässt sich letzteres theilweise in Sulfat verwandeln, welches dann mit Schwefelblei metallisches Blei giebt (Oberharzer Potaschenprobe, $PbS + PbO, SO_3 = 2 Pb + 2 SO_2$). Ein Kohlenzusatz befördert die entschwefelnde Wirkung der Alkalien, indem er zu deren Reduction beiträgt (Bleiprobe mit schwarzem Fluss). — Cyan-

1) Mining Record, New-York 1878, Vol. 3, Nr. 6. B. u. h. Ztg. 1880, S. 11. 2) B. u. h. Ztg. 1880, S. 1. 3) Wagn. Jahresber. 1877, S. 151. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 165. 5) Kerl, Probirbuch S. 89.

kalium[1]) zerlegt Bleiglanz nur bei wiederholter Behandlung damit vollständig. — Kaliumeisencyanür[2]) scheidet das Blei nahezu vollständig ab, bei einem Ueberschusse kann letzteres aber eisenhaltig werden. — Kalk zerlegt bei Luftabschluss den Bleiglanz nicht, bei Luftzutritt bildet sich schwefelsaurer Kalk.

2. Durch Oxydation, und zwar

a) mittelst Röstreaction. Bleiglanz wird bei Luftzutritt erhitzt (geröstet), bis sich auf 1 Aeq. unzersetzten Bleiglanzes 1 Aeq. Bleisulfat erzeugt hat. Lässt man dann beide bei gesteigerter Temperatur in teigartigem Zustande auf einander wirken (Reaction), so entsteht metallisches Blei (Kärnthner und Englischer Flammofenprocess, Herdofenprocess):

$$\alpha.\ PbS + PbO, SO_3 = 2\,Pb + 2\,SO_2 \text{ oder}$$
$$\beta.\ PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + 2\,SO_2.$$

Bei noch weiter fortgesetzter Röstung erzeugt sich Bleisulfat im Ueberschusse, und bei Herbeiführung der Reaction entsteht durch Einmengung von Reductionsmitteln noch zu reducirendes Bleioxyd (Französischer Flammofenprocess):

$$\gamma.\ PbS + 3(PbO, SO_3) = 4\,PbO + 4\,SO_2 \text{ oder}$$
$$\delta.\ PbS + 3\,PbSO_4 = 4\,PbO + 4\,SO_2.$$

Eisenoxyd scheidet aus Bleiglanz kein Blei ab, sondern giebt höchstens unter Entwickelung von schwefliger Säure Eisenoxyduloxyd. — Kupferoxyd, bei einem Kupferkiesgehalte etwa entstanden, giebt mit Schwefelblei kupferhaltiges Blei, einen Kupfer und Blei enthaltenden Stein und ein Gemisch von Kupferoxydul und Bleioxyd. Bleisilicate zersetzen Bleiglanz nur wenig, desgleichen Wasserdampf.

Für den Röstreactionsprocess bedarf es zur Hervorbringung der obigen Reactionen eines reinen, von fremden Schwefelmetallen und Kieselsäure möglichst freien Bleiglanzes, wo dann der Process der vortheilhafteste von allen ist wegen nicht erforderlicher Zuschläge, Anwendbarkeit roher Brennstoffe, guten Bleiausbringens und Erfolgs von reinem Blei. Schon ein geringer Kieselsäuregehalt ist störend wegen Bildung von den Bleiglanz wenig zerlegendem Bleisilicate, während ein Kalkgehalt bis zu einer gewissen Grenze förderlich ist. Der Process wird in Flamm- und Herdöfen ausgeführt, von denen die letzteren die allerreinsten Erze verlangen, wenig kostspielig in der Herstellung sind, sich rasch in und ausser Betrieb stellen lassen und wenig Brennmaterial erfordern, aber grössere Metallverluste geben.

Zuweilen hat man bei unreineren, namentlich Kupfer enthaltenden Erzen behufs Abscheidung des Kupfers in einem Steine die Röstreaction im Flammofen mit der Niederschlagsarbeit verbunden, wenn billiges rohes Brennmaterial zu Gebote steht (Cornwaller Process), oder auch zur Verminderung der Metallverluste und Erzielung verschiedener Bleiqualitäten den Röstreactionsprocess im Flammofen mit dem Röstreductionsprocesse im Schachtofen (Belgischer und Tarnowitzer Flammofenprocess).

b) Mittelst Röstreduction, indem die Erze mehr oder weniger vollständig geröstet, dann reducirend-solvirend im Schachtofen verschmolzen werden, wobei das beim Rösten oxydirte oder durch Einwirkung von Bleisulfat auf Schwefelblei oder durch anwesendes Eisen frei gemachte Blei sich abscheidet, während fremde Metalloxyde durch zugeschlagene oder im Erze vorhandene Solvirungsmittel (meist Schlacken) aufgelöst und verschlackt werden.

Dieser Process muss angewandt werden für unreine, an Schwefelmetallen reiche Erze, welche sich weder nach der Niederschlags-, noch nach der Röstreactionsarbeit verarbeiten lassen; kann aber auch, wie oben bemerkt (S. 3), für Erze

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 319. 2) B. u. h. Ztg. 1856, S. 319; 1861, S. 170; 1864, S. 56.

in Anwendung kommen, welche für die Niederschlagsarbeit passen, so dass dieser Process ein genereller ist.

Man wird demgemäss anwenden: für reine, von fremden Schwefelmetallen und Kieselsäure freie, aber etwas kalkhaltige Erze die Röstreactionsarbeit in Flamm- und Herdöfen; für an fremden Schwefelmetallen reiche, mehr oder weniger erdenhaltige die Röstreductionsarbeit in Schachtöfen und für an fremden Schwefelmetallen arme, aber erden-, namentlich kieselerdereichere Erze die Niederschlags- oder Röstreductionsarbeit im Schachtofen.

Besondere, auf das ökonomische Resultat influirende Localverhältnisse, als: Materialpreise, Arbeitslöhne, Nutzbarkeit von Wasserkraft zum Umtrieb eines Gebläses u. dgl. m. können jedoch obigen theoretischen Gründen für die Auswahl einer dieser Methoden entgegenstehen. So werden z. B. in England (Cornwall) bei den billigen Steinkohlen reine und unreine Erze im Flammofen bei passender Modification des Arbeitsverfahrens verschmolzen, während man sonst unreinere Erze nur im Schachtofen mit verkohltem Brennmaterial verarbeitet.

Die Vergleichung zweier Hüttenprocesse hinsichtlich ihrer ökonomischen Resultate, namentlich der Metallverluste, hat schon, mit demselben Erze an ein und demselben Orte ausgeführt, grosse Schwierigkeiten, welche mit der verschiedenen Erzbeschaffenheit an verschiedenen Orten noch wachsen.

Zersetzung oxydischer Erze. Oxydische Erze und Producte (Glätte, Abstrich u. s. w.) werden gewöhnlich in den Apparaten zu Gute gemacht, welche auf der betreffenden Hütte für die geschwefelten Erze üblich sind. Zuweilen sind zwei verschiedene Apparate combinirt; so verschmilzt man Rückstände oder Schlacken aus Flammöfen in Herd- und Schachtöfen.

Einfluss fremder Beimengungen. Fremde Beimengungen wirken entweder förderlich, indem sie z. B. die Schlackenbildung oder die Bleiabscheidung begünstigen (Spatheisenstein und Schwefelkies nach der Röstung bei manchen Schachtofenprocessen); oder sie sind schädlich durch Verunreinigung des Bleies (Arsen, Antimon, Kupfer, Wismuth), durch Vergrösserung des Bleiverlustes wegen ihrer Flüchtigkeit (Antimon, Arsen, Zink), durch Sinterknotenbildung beim Rösten (Schwefelantimon, Kieselsäure bei Flammofenprocessen), durch Bildung schwefelhaltiger, nutzbarer Metalle, wie Silber und Kupfer, zurückhaltender Schlacken (Skumnasbildung durch Zinkblende und Schwerspath); auch können sie grössere Strengflüssigkeit herbeiführen (Zinkblende). Je unreiner die Erze, je mehr Schlacken erzeugen sich und je grösser sind Bleiverluste und Brennmaterialaufwand, welche beide mit der Strengflüssigkeit der Schlacken steigen. Es ist deshalb bei der mechanischen Aufbereitung in Rücksicht zu ziehen, welche Beimengungen für den beabsichtigten Process förderlich und welche hinderlich sind.

Bleiverluste. Die Bleiverluste [1]) sind in Flammöfen im Allgemeinen grösser, als in Schachtöfen, und verringern sich um so mehr, je vollkommener die Rauchverdichtungsvorrichtungen.[2]) Ihre Ermittelung ist oft nicht ohne Schwierigkeiten und widersprechen deshalb die Angaben darüber einander häufig. Meist kommen umfangreiche trockne Canäle und Kammern, zuweilen Regenkammern, seltener Wasserdampf zur Rauchverdichtung in Anwendung. Lewis[3]) hat ein System eiserner Kühlröhren, verbunden mit Ventilator und Beuteln aus Zeug, in Vorschlag gebracht.

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 431; 1876, S. 39. 1871, S. 434; 1875, S. 376, 385 (Nevada, Utah).
2) Kerl, Allg. Hüttenk. S. 309; B. u. h. Ztg.
3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 428.



I. Abtheilung.

Zugutemachung geschwefelter Erze und Producte.

1. Abschnitt.

Bleigewinnung im Flammofen.

Verschiedene Methoden.

Normaler Process.

3. Allgemeines. Je nach der Beschaffenheit der Erze (S. 4) kommt in Anwendung:

A) die Röstreactionsarbeit, auch wohl nur Reactions- oder Luftreactionsarbeit genannt (S. 4). Die Qualität und Quantität vorhandener fremder Beimengungen bedingt folgende Modificationen:

1) Normaler Process für reine oder etwas kalkhaltige Erze. Derselbe beruht darauf, dass man in einer ersten Periode den Bleiglanz in niedriger Temperatur (500—600° C.) bis zu einem gewissen Grade, möglichst ohne dass Sinterung eintritt und am besten bei 0.08—0.09 m dicker Schlieglage, abröstet (Röstperiode), dann bei gesteigerter Temperatur das Oxydische (Bleioxyd und schwefelsaures Bleioxyd) auf das noch Geschwefelte unter stetem Durchrühren einwirken lässt (Reactionsperiode), wobei bei einem gewissen Verhältnisse beider der Schwefel des letzteren durch den Sauerstoff des ersteren in schweflige Säure verwandelt und das Blei ausgeschieden wird [1]) (S. 4, $PbS + PbO, SO_3 = 2\,Pb + 2\,SO_2$). Dabei darf die Masse nur breiartig werden und nicht in vollen Fluss kommen, weil sonst die Reaction weniger energisch ist, sei es in Folge verminderter Berührungspunkte oder durch Bildung eines Oxysulfuretes [2]) von Bleioxyd und Schwefelblei (nach Rivot), dessen Bestandtheile beim Zusammenschmelzen weniger oder gar nicht auf einander wirken. Auch greifen geschmolzene Massen den Herd zu stark an.

Je vollkommener man das in obiger Formel angegebene Aequivalentverhältniss im Grossen erreicht, um so besser gelingt der Process, welcher seiner ganzen Natur nach eine sehr sorgfältige Leitung erfordert. Nur bei verhältnissmässig reinen und gehörig zerkleinten Erzen (bis zu etwa 5 mm Durchmesser Grösse) verläuft derselbe regelrecht.

Da während der Reactionsperiode beim Durcharbeiten der Masse der Luftzutritt nicht ausgeschlossen ist, so findet eine fortwährende Weiteroxydation des noch unzersetzten Schwefelbleies in Bleisulfat statt und der Bleiabfluss hört nach einiger Zeit auf, tritt aber wieder ein, so bald man bei stärkerer Feuerung die Arbeitsöffnungen auf kurze Zeit schliesst, indem dann durch die reducirenden Gase der Steinkohlenflamme ein Theil des schwefelsauren Bleioxydes zu Schwefelblei reducirt wird und sich dabei ein zur Bleibildung günstiges Verhältniss zwischen Sulfat und Sulfuret wieder herstellt. Schliesslich entsteht

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 78. 2) Während die Schwefelmetalle von Zink, Mangan und Antimon mit Gewissheit solche Oxysulfurete bilden, ist deren Existenz beim Blei zweifelhaft. Nach Percy können Bleisulfat und Bleioxyd neben Sulfuret bestehen, wenn letzteres durch Bleiaufnahme in Subsulfuret (S. 1) übergegangen ist.

aber immer ein Ueberschuss von Oxydischem, welches so lange auf den noch unzersetzten Bleiglanz einwirkt, bis im Wesentlichen nur Bleioxyd neben Sulfat und wenig Sulfuret vorhanden ist (S. 4, $PbS + 3(PbO, SO_3) = 4PbO + 4SO_2$), welch ersterem durch Zusatz von Kohle in der dritten Periode (Rückstandsperiode) noch Blei entzogen werden kann, und zwar entweder durch Reduction von Bleioxyd mittelst Kohle oder seltener durch Reduction von Bleisulfat zu Schwefelblei[1]), welches dann bei stärkerer Hitze sich mit noch unzerlegtem Sulfat unter Abscheidung von Blei umsetzt. Die nach dem Aufhören des Bleiabflusses erfolgenden Rückstände oder Schlacken sind dann vorwaltend Gemenge von Bleisulfat und Bleioxyd mit etwas Schwefelblei und fremden erdigen, oxydischen und geschwefelten Beimengungen und werden zur weiteren Entbleiung noch mechanischen (Pochen und Waschen) oder chemischen Processen (Schmelzen in Schacht-, Flamm- oder Herdöfen) unterworfen.

Die obige theoretische Unterscheidung der einzelnen Perioden tritt in der Praxis nicht scharf hervor; dieselben gehen in einander über, da die Zersetzung der geschwefelten Bestandtheile durch die oxydischen meist in mehreren Zwischenräumen vor sich geht, die durch ebenso oftmaliges Rösten ausgefüllt werden. Die zuletzt gewonnenen Bleimengen stehen mit den zu Anfang des Processes erhaltenen nicht mehr im Verhältniss.

Einfluss fremder Beimengungen.

Während fremde Beimengungen jeder Art in grösserer Menge stets ungünstig wirken, indem sie in der Reactionsperiode auf mechanische Weise die zur Hervorbringung der Reactionen erforderliche innige Berührung der oxydirten und geschwefelten Bestandtheile beeinträchtigen, so kann ein Kalkgehalt bis 10 Proc. und wenig mehr in der später anzugebenden Weise als Ansteifungsmittel günstig wirken, während dagegen Substanzen, welche entweder das Blei verunreinigen (Kupfer, Antimon, Arsen) oder eine Sinterung beim Rösten begünstigen (Kieselsäure, Thon, Schwefelantimon, Spatheisenstein, gerösteter Schwefelkies), auf das Bleiausbringen schädlich wirken.

Der grösste Feind der Flammofenprocesse ist ein selbst geringer Gehalt an Kieselsäure, Thon und anderen Silicaten, schon bei niedriger Rösttemperatur leichtschmelziges Bleisilicat erzeugend, welches das Röstgut firnissartig überzieht, sich demnächst in der Reactionsperiode mit Schwefelblei nur sehr unvollständig umsetzt[2]) (S. 4), bleireichen Stein erzeugt und den Ofenherd rascher zerstört. Beim Kärnthner Processe zeigt $\frac{1}{4}$—$\frac{1}{2}$ Proc. Kieselsäure schon einen merkbaren Einfluss und nach Versuchen in Poullaouen und auf dem Oberharze[3]), sowie zu Engis[4]) lassen sich Erze mit nur 3—4 Proc. Kieselsäure nach der Röstreactionsmethode kaum noch in zufriedenstellender Weise verarbeiten. Für Erze mit diesem und selbst bis 7 Proc. steigendem Gehalte hat man den Flammofen-Reactionsprocess bereits wesentlich modificiren müssen (Französischer Process) und bei einem noch grösseren Kieselsäuregehalt muss entweder der Schachtofen genommen werden oder, ist aus besonderen Rücksichten, z. B. bei billigen Materialpreisen, ein Flammofen zu wählen, so muss der Bleiglanz entweder im rohen (Vienner Ofen, S. 4) oder theilweise gerösteten Zustande (Cornwaller Flowing Ofen, S. 4) durch Eisen zersetzt werden (Niederschlagsarbeit, S. 3).

Zinkblende und Schwefelkies[5]) begünstigen beim Rösten zwar die Sulfatbildung, wirken aber auf ein ungünstigeres Ausbringen und

---

1) Erdm. J. 11, 65. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 381; 1871, S. 78. 3) B. u. h. Ztg. 1854, S. 193, 228. Preuss. Ztschr. 17, 368. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 84. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 84.

eine Steinbildung hin, je mehr sie sich einem Gehalte von 10—12 Proc. davon und darüber nähern. 35—40 Proc. Blende oder Kies können alles Schwefelblei in einen Stein treiben. Bei Anwesenheit von Kieselsäure macht Schwefelkies die geröstete Masse flüssiger. Die Zinkblende röstet nur wenig ab, dient wie der Kalk als Ansteifungsmittel und bleibt grösstentheils in den Rückständen, welche dadurch strengflüssiger werden. Kupferkies führt ausserdem noch einen Kupfergehalt ins Blei, wenn man nicht besonders durch Eisenzuschlag auf vermehrte Steinbildung hinwirkt (Par in Cornwall). Schwefelsilber entlässt zu Anfang der Reactionsperiode mehr Silber ins Blei, als später, so dass bei sehr geringem Silbergehalte des Erzes die erfolgten ersten Bleipartien eine Gewinnung des Silbers zulassen.[1])

Zu Tarnowitz verhielten sich die Silbergehalte in fünf Bleiabstichen wie folgt:

kg Blei.	Silber Proc.
440	0.1445
368.5	0.1210
261	0.1095
133	0.0995
106.5	0.1035
1309	Mittel 0.1230.

Auf 100 Blei in den Rückständen kommen nur 0.0376 Silber, also nur der dritte Theil dieses Mittels.

Gold verhält sich wie Silber. Ein Gehalt des Erzes an schwefelsaurem und kohlensaurem Bleioxyd kürzt die Röstzeit wesentlich ab (Tarnowitz). Flussspath und Schwerspath, jeder für sich ohne wesentliche Einwirkung, geben, wenn sie zusammen vorkommen, eine leichtflüssige Schlacke, deren Entstehung eine Modification des gewöhnlichen englischen Flammofenprocesses erforderlich macht (Alport in Derbyshire).

Es eignen sich danach für den Röstreactionsprocess möglichst von Kieselsäure oder Silicaten freie bleireiche Erze mit nicht viel unter 65 Proc. Blei, in denen ein nicht zu grosser Kalkgehalt günstig wirken kann. Bleiärmere Erze geben in Schachtöfen ein besseres Ausbringen, desgleichen bleihaltige Silbererze, welche zur Vermeidung von grossen Silberverlusten einer nicht zu weit gehenden Aufbereitung unterworfen werden dürfen, deshalb meist viel fremde Beimengungen enthalten. Bei sonst für den Flammofenprocess gut geeigneten Erzen wird das Silber um so vollständiger ausgebracht, je niedriger die Temperatur im Ofen bleibt, daher z. B. beim Kärnthner und Tarnowitzer Processe vollständiger, als beim Englischen.

Spielarten. Arten des normalen Processes, hervorgegangen aus dem Bedürfniss nach grösseren Productionen, nach möglichst reinem Blei, nach Brennstoffersparung u. s. w. je nach Localverhältnissen, sind:

a) Der Kärnthner Process, bei welchem man kleinere Posten bei möglichst niedriger Temperatur verarbeitet zur Erzielung eines hohen Ausbringens an sehr reinem Blei, allerdings auf Kosten eines grösseren Brennstoffaufwandes und höherer Arbeitslöhne.

b) Der Englische oder Flintshire-Process zur Erzielung grösserer Productionen bei grösseren Chargen in höherer Temperatur, und zwar in kürzerer Zeit, wobei an Brennmaterial und Arbeitslöhnen gespart wird, aber ein höherer Bleiverlust (durch Condensationsvorrich-

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 359; 1863, S. 285; 1871, S. 152. Preuss. Ztschr. 14, 232.

tungen möglichst zu begrenzen) und bei nicht ganz reinen Erzen ein unreineres Blei entsteht.

c) Der Tarnowitzer Process, sucht die Vortheile der beiden vorigen zu erreichen, ohne ihre Nachtheile zu haben, arbeitet mit grösseren Posten bei niedrig gehaltener Temperatur (reineres Blei und weniger Bleiverflüchtigung), setzt den Process im Flammofen weniger weit fort, so dass mehr und reichere Rückstände bleiben, die beim Verarbeiten im Schachtofen geringere Verluste geben, als beim Erschöpfen im Flammofen nach englischer Manier. Aehnlich verfährt man zu Snailbeach in Shropshire.

d) Belgischer Process, für Erze mit geringem Kupfer- oder Antimongehalte, arbeitet wie der Tarnowitzer Process, wobei das im Flammofen erhaltene Blei sehr rein ausfällt, indem Antimon und Kupfer grossentheils in den reicheren Rückständen bleiben und dann allerdings ein unreineres Schachtofenblei geben.

e) Derbyshire-Process. Ein Schwerspathgehalt der Erze erfordert einen Zuschlag von Flussspath und in Folge dessen ein abgeändertes Arbeitsverfahren.

Abnormer Process.

2. Abnormer Process für Erze mit bis etwa 7 Proc. Kieselsäure. Zur möglichst geringen Bildung von Bleisilicat, welches in der Reactionsperiode Schwefelblei nicht zersetzt (S. 4), röstet man bei sehr niedriger Temperatur längere Zeit, wobei sich ein Uebermaass von Bleisulfat erzeugt, welches dann in der Reactionsperiode mit dem Schwefelblei Bleioxyd giebt, $PbS + 3(PbO, SO_3) = 4PbO + 4SO_2$; letzteres muss durch Einmengen von Kohle oder Holz reducirt werden (Französischer Process). Nur unter besonderen localen Verhältnissen vortheilhaft, namentlich bei billigem rohen Brennmateriale.

Anwendbarkeit.

B. Die Niederschlagsarbeit, Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen für Erze mit mehr als 7 Proc. Kieselsäure oder mit einem Kupfergehalte, welche aber, im rohen Zustande im Flammofen verschmolzen, zur Zersetzung durch Eisen eine hohe Temperatur, in Folge dessen viel Brennmaterial erfordern und grosse Bleiverluste geben, weshalb diese Processe meist verlassen (Vienner Process) und durch Schachtofenprocesse ersetzt sind, oder durch

Anwendbarkeit.

C. Die combinirte Röstreactions- und Niederschlagsarbeit. Durch Rösten bei niedriger Temperatur und Hervorbringung einer Reaction des Oxydischen auf das Geschwefelte erhält man eine grössere Portion reineres Blei, sticht dieses ab und schmilzt die Rückstände bei höherer Temperatur mit weniger Eisen, wobei unreineres Blei neben Kupferstein erfolgt (Cornwaller Process). Besondere Localverhältnisse, z. B. billiges Brennmaterial, können diesen Process Schachtofenprocessen gegenüber rentabel erscheinen lassen. Es bedarf keines Gebläses, der Flammofen kann neben der Grube aufgestellt werden u. s. w.

Producte.

Als Producte vom Flammofenprocesse erfolgen:

a) Blei von verschiedenem Grade der Reinheit und variablem Silbergehalte (S. 8), entweder gleich Handelswaare oder noch zu raffiniren oder zu entsilbern. Durch Umrühren mit Holzgenist im Stechherde und Abschäumen tritt eine Reinigung von beigemengtem Schwefelmetalle ein.

b) Rückstände (Gekrätz, graue Schlacken), Gemenge von Oxyden, Sulfaten, Sulfureten und erdigen Stoffen, seltener absetzbar, als durch mechanische oder chemische Processe noch weiter zu entbleien.

c) Rauch[1]), vorwaltend schwefelsaures Bleioxyd mit Erztheilchen, anderen Metalloxyden (von Blei, Zink, Antimon, Arsen, Eisen u. s. w.), Erden (Thonerde, Kalkerde), Russ- und Kohlentheilchen von weisser oder grauer Farbe, bald pulverig, bald und zwar in der Nähe der Flammöfen geflossen. Da metallisches Blei und Schwefelblei weit flüchtiger sind, als Bleioxyd und Bleisulfat, so entstehen letztere wohl durch Einwirkung von schwefliger Säure oder Schwefelsäure oder von heisser Luft auf bereits verflüchtigte Bleiverbindungen. Die Angaben über die Quantität des Rauches sind sehr schwankend. Man verarbeitet denselben entweder mit Erzen im Flammofen, auch eingebunden oder im Flammofen zum Fritten gebracht in Schacht- oder Herdöfen, am häufigsten mit den ähnlich zusammengesetzten Rückständen, wohl unter Zuschlag von Gold- und Silbererzen. Die im Rauche enthaltene Bleimenge kann bis 10 Proc. der im Erze vorhandenen betragen.

d) Flammofenherd, mit Bleiverbindungen imprägnirte Herdmasse (Thon, Rückstände u. s. w.), wird meist mit den Rückständen verschmolzen.

e) Kupferbleistein, nur bei der reinen oder combinirten Niederschlagsarbeit im Flammofen (S. 9) erfolgend; wird geröstet und auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Bleiverluste. Die Bleiverluste[2]) sind in Flammöfen im Allgemeinen grösser, als in Schachtöfen und verringern sich um so mehr, je vollkommener die Rauchverdichtung. Ihre genaue Ermittelung ist meist von grossen Schwierigkeiten begleitet und sind deshalb die Angaben darüber nicht selten einander widersprechend.

Werkzeuge. Als Werkzeuge[3]) kommen beim Flammofenprocesse hauptsächlich in Anwendung: grosse und kleine Kratzen oder Krücken, Wendeschaufeln oder Spatel, Kalk- und Schlackenschaufeln, schaufelartige oder kellenförmige durchlöcherte Schäumer, Stecheisen, Probe- und Schöpfkellen, Brechstangen, Schlägel, Handhämmer, Bleihaken zum Fortschaffen der Bleibarren, Giessformen; zur Feuerung: Kohlenschaufel, Schürhaken, Aschenkrücke u. s. w.

1. Capitel. **Röstreactionsprocesse.**

Unterschied der Röstreactionsprocesse. **4. Verschiedene Arbeitsverfahren und Oefen.** Die auf verschiedenen Hüttenwerken ausgeführten Flammofenprocesse unterscheiden sich nach Vorstehendem hauptsächlich dadurch, ob man die Röstungen und Reactionen bei höheren oder niedrigeren Temperaturen mehr oder weniger rasch ausführt und die Bleiextraction im Flamm-

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 370; 1871, S. 370. Rev. univers. 29, 291. Kerl, Allg. Hüttenk. S. 389. Winkler, Anl. z. chem. Untersuchung der Industriegase 2, 46. 47. 324. 353. 369. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. Rev. univ. 29, 1. 3) Preuss. Ztschr. 14, 228. B. u. h. Ztg. 1863, S. 253; 1871, S. 53.

ofen selbst mehr oder weniger weit fortsetzt, somit eine grössere oder geringere Menge Rückstände in einem anderen Apparate als in dem Erzflammofen weiter verarbeitet, was auf den Bleiverlust influirt, indem derselbe gerade in der letzten Periode in dem immer heisser gewordenen Flammofen grösser zu sein pflegt, als wenn man die Rückstände im Schachtofen oder in einem anderen Apparate entbleit.[1]) Die bezeichneten Arbeitsmethoden, hauptsächlich veranlasst durch verschiedene Beschaffenheit der Erze, haben Einfluss auf die Grösse der Production und das Ausbringen, den Aufwand an Brennmaterial und Löhnen und die Qualität des Bleies, kurz auf das ökonomische Resultat.

Die Form des Ofens wirkt auf letzteres weniger als das Arbeitsverfahren. **Ofenconstructionen.**

Die Grösse der Oefen[2]) richtet sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit des Brennmateriales und der zu erzielenden Production. In kleinen Oefen (Kärnthen) lässt sich die Hitze und Arbeit besser reguliren, als in grösseren, letztere gestatten aber eine grössere Production unter Ersparung an Brennmaterial, Arbeitslöhnen und Generalkosten. (Die grössten Oefen hat man in Tarnowitz.) Bei Oefen für langsame Röstung lässt man das Gewölbe sich gleichmässig mit der Sohle neigen, bei solchen für höhere Temperaturen giebt man ihnen mehr die Gestalt der Puddelöfen. Der aus Flammofenrückständen oder Thon geschlagene und letzteren Falls sorgfältig zu trocknende Herd hat entweder, um das Blei möglichst dem Einflusse der Flamme zu entziehen und dadurch die Bleiverflüchtigung zu vermindern, nach der einen schmalen Seite eine Neigung (Flammöfen mit geneigtem Herde), so dass auf demselben das ausgeschiedene Blei continuirlich durch eine Oeffnung am tiefsten Punkte aus dem Ofen direct in Formen oder in einen zu heizenden Kessel fliesst, aus welchem dasselbe ausgeschöpft wird (kleine Oefen, z. B. beim Kärnthner Processe); oder der Herd ist bei grösseren Oefen von allen Seiten muldenförmig ausgehöhlt und fällt dann vor einer Arbeitsöffnung zu einer Vertiefung (Sumpf) jäh ab (Flammöfen mit Sumpf), in welche das Blei auf dem kürzesten Wege, also der Flamme am wenigsten ausgesetzt, eilt und hier mit Stein oder Schlacke bedeckt der Einwirkung der Hitze möglichst entzogen wird. Dieses geschieht am wirksamsten, wenn man den Sumpf statt vor der mittleren Arbeitsöffnung (Flintshireofen, französischer Ofen) vor der hintersten, dem Fuchse am nächsten liegenden Arbeitsthüre anbringt (Snailbeach, Tarnowitz); gleichzeitig erhält man dann mehr Raum auf dem Herde und kann eine grössere Charge einsetzen. Aus dem Sumpfe wird das Blei in einen vor dem Ofen befindlichen Stechherd abgestochen. Wollte man in grösseren Oefen das Blei auf einer geneigten Sohle abfliessen lassen, so würde dasselbe zu lange auf dem Herde verweilen und sich in grösserer Menge verflüchtigen. Die Lage und Anzahl der Arbeitsöffnungen richtet sich nach der Grösse der Charge und dem Brennmateriale. Während bei der Holzfeuerung im kleinen Kärnthner Ofen eine Arbeitsöffnung ge-

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 367. 2) Ofendimensionen nach Cahen in B. u. h. Ztg. 1863, S. 367. Vergleichung mit anderen Oefen von Havrez in Rev. univers. 1862, p. 405. Kerl, Met. 2, 289.

nügt, indem die Oxydationsluft hauptsächlich durch den Rost tritt, bedarf es bei Steinkohlen in kleinen Oefen (Engis) noch einer seitlichen Oeffnung, bei grösseren Chargen, um sie gehörig bearbeiten und oxydiren zu können, mehrerer Arbeitsöffnungen (beim englischen Ofen an jeder langen Seite 3, beim neuesten Tarnowitzer selbst 4, beim französischen Ofen auf einer Seite 3 Oeffnungen). Seltener haben die Oefen behufs Vergrösserung der Charge zwei Roste (Bleiberg in Belgien) statt eines.

Die an verschiedenen Orten in verschiedenen Oefen erzielten Resultate haben Cahen[1]) und Gruner[2]) zusammengestellt.

A. Normale Processe für kieselsäurefreie Erze.

Langsame Röstung u. s. w. bei niedriger Temperatur.

5. Kärnthner Process. Man röstet, allerdings auf Kosten der Zeit und damit des Brennmaterialaufwandes, der Arbeitslöhne und der Grösse der Production langsam bei niedriger Temperatur und führt auch die Reactionen bei möglichst niedriger Temperatur aus, um durch Verminderung der Bleiverflüchtigung das grösste Ausbringen und möglichst reines Blei zu erzielen, so dass das Mehrausbringen und der höhere Verkaufspreis des letzteren die obigen Nachtheile aufwägen können. Um die Reactionen in der Gewalt zu haben, nimmt man nur kleine Chargen von möglichst reinen Erzen, welche wieder einen kleinen, verhältnissmässig nur geringe Production bei grösserem Brennstoffaufwande zulassenden, aber in der Anlage billigen Ofen bedingen, auf dessen geneigter Sohle das ausgeschiedene Blei, zur Verringerung des Bleiverlustes durch Verdampfung, sofort aus dem Ofen abfliesst. Modificationen in der Ofenconstruction bedingt hauptsächlich das zu Gebote stehende Brennmaterial: Holz (Kärnthen), Steinkohlen (Belgien), Gestrüppe (Spanien) u. s. w. Dadurch, dass man den Rost bei Holzfeuerung an die lange Seite des Herdes legt, erhält letzterer eine gleichmässigere Temperatur, als bei seiner Lage an der kurzen Seite. Man sucht bei diesem Processe in möglichst niedriger Rösttemperatur das obige Verhältniss zwischen Bleisulfat und Sulfuret (S. 4, Formel α und β) herzustellen, wobei die Erfahrung, die richtige Erkennung der Temperatur, genommene Proben, die aufgewandte Zeit u. s. w. das Nöthige an die Hand geben (Röstperiode), dann steigert man unter stetem Durcharbeiten der Masse die Temperatur, so lange als noch Blei ausfliesst (Rührperiode) und reducirt das während dessen entstandene Bleioxyd (S. 4, Formel γ und δ) durch Einarbeiten von Reductionsmitteln, als Holzknüppeln, mageren Steinkohlen u. s. w. (Pressperiode). Da letztere bei höherer Temperatur durchgeführt wird, so ist das Pressblei unreiner als das Rührblei, indem sich bei der höheren Temperatur fremde Stoffe (Antimon, Kupfer) leichter reduciren. Dadurch, dass man in der letzten Periode die Rückstände an Blei möglichst zu erschöpfen sucht, steigen in dieser die Metallverluste, und es dürfte sich zur Verringerung der letzteren empfehlen, die Pressperiode abzukürzen und lieber etwas reichere Rückstände im Schachtofen zu verschmelzen, namentlich bei einem grösseren Silbergehalte der Erze.

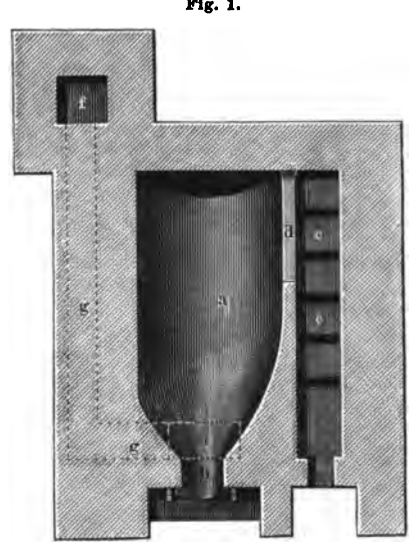
---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 174.

Beispiele. Kärnthen.

1) Betrieb mit Holz. Zu Bleiberg in Kärnthen.[1]) Sehr silberarme Kernschliege mit 72—75 Proc. Blei und Schlammschliege mit 67—73 Proc. Blei, mit geringen Mengen von Zinkblende, kohlensaurem, schwefelsaurem und molybdänsaurem Bleioxyd, Galmei, Kalk, Flussspath, Asbest u. s. w. — Construction des Flammofens (Fig. 1, 2): *a* Herd, muldenförmig, 0.158 m dick, aus einem Gemenge von Thon, armen Schlacken und aufbereitetem Gekrätze aufgestampft und durch die Hitze zusammenfrittend, mit $9^1/_2{}^0$ Neigung, 3.27 m lang, 1.53 m breit und sich an der Arbeitsöffnung *b* auf 0.316 m zusammenziehend; *c* gemauerter Gurtenrost, 0.39 m breit mit 60 mm weiten Rostöffnungen und 0.083 bis 0.124 qm wirksamer Fläche, bei 0.79 m Ansteigen. *d* Feuerbrücke 1.1 m lang, 0.144 m breit, 0.366 m über dem Roste; Flammloch 0.17 m hoch. *e* Fuchs von 0.4 m im Quadrat Weite, in den zur 0.47 m weiten und 6.3 m über der Sohle hohen Esse *f* führenden, 0.3 m weiten und 0.4 m hohen Canal *g* mündend, welchen man zur besseren Ausnutzung der Wärme der Feuergase wohl auch rund um den Ofen herum geleitet hat, bevor er in die Esse mündet. *h* Canal zur Rauchabführung vor der Arbeitsöffnung *b*, in letzterer ein Bügel zur Auflage des Gezähes und auf der Sohle derselben eine gusseiserne Rinne zur Abführung des Bleies in die Form. — Arbeitsverfahren: Ausbreiten der durch die Arbeitsthür eingeworfenen Charge von 168—196.4 kg mit der Krücke auf dem Herde des schwach rothglühenden Ofens, $^1/_4$ stündiges Wenden des Erzes mit dem Spatel, schwaches Schüren während der dreistündigen Röstung, an deren Ende sich das Erz trocken anfühlt, die Schwefelflammen verschwunden sind und sich am vorderen Theile des Herdes Bleitropfen (Jungfernblei) zeigen; Erhöhung der Temperatur durch Schüren, $^1/_4$—$^1/_2$ stündiges Durcheinanderarbeiten (Rührperiode), wobei während 5—6 St. über die Hälfte Blei (Rührblei) durch Reaction erfolgt; nach dem Aufhören des Bleiabfliessens in einen gusseisernen Kessel mehrmaliges Umarbeiten des Schmelzgutes und Zusammenziehen auf einen Haufen, Einarbeiten glühender Kohlen und starkes Feuern (Pressperiode), wobei sich innerhalb 3 Stunden bei meist doppeltem Verbrauche an Brennmaterial gegen die frühere Periode nahezu der Rest des Bleies reducirt; Ausziehen der Rückstände[2]) mit etwa 3—9 Proc. Blei, Pochen und Siebsetzen derselben zu einem Producte mit 50—60 Proc. Blei, welches wieder in kleinen Portionen zur Charge gegeben oder für sich auf Krätzblei verarbeitet wird. Ausbringen bei 12stündiger Arbeit aus einer Charge mit 65—70 Proc. Blei an 60—65 Proc., also Verlust 5 Proc., wovon die Hälfte in den Rückständen bleibt und grossentheils noch gewonnen wird. Aufwand von 0.63 cbm Holz auf 100 kg Blei. Eine Erzgattirung mit 64.8 Proc. Blei gab an wirklichem Verluste 2.56 Proc. vom Erze und 3.79 Proc. vom Blei bei einem Aufwande von 0.68 cbm Holz pro 100 kg erfolgtes Blei und 0.44 kg pro 100 kg Erz. Man saigert das Blei gewöhnlich während einer ersten Periode nochmals auf dem unteren Theile des Herdes ab.

Fig. 1.



Kärnthner oder Villacher Blei[3]) enthielt nach Streng (a), Michaelis (b) und Mitteregger (c) u. A.:

1) Kerl, Met. 2, 54. B. u. h. Ztg. 1863, S. 9, 74, 125, 197, 368; 1869, S. 136. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 177. Vergleichung mit dem englischen Processe B. u. h. Ztg. 1863, S. 266; 1870, S. 174; mit dem schlesischen Processe in Oest. Ztschr. 1865, S. 102. Erzanalyse v. Kappel in Leoben. Jahrb. 1878, Bd. 26, S. 203. 2) Analysen in Kerl's M. 1, 809. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 321; 1868, S. 283; 1871, S. 144, 292; 1874, S. 236; 1879, S. 280.

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.
Blei	99.9660	—	99.3003	99.882	99.516	—	—	—	—	—
Kupfer	Spr.	0.0021	0.0086	ger. Spr.	Spr.	0.0001	0.0010	0.005	00.0069	0.0007[illegible]
Wismuth	—	—	0.0040	—	—	—	—	—	—	—
Antimon	0.0260	0.0052	0.0025	Spr.	Spr.	0.0570	0.1434	—	Spr.	0.0070[illegible]
Arsen	—	—	0.0005	—	—	—	0.0192	0.143	Spr.	0.00721
Eisen	0.0039	0.0025	0.0028	Spr.	Spr.	0.0070	0.0077	0.012	0.00055	0.000[illegible]
Zink	0.0041	0.0032	0.6865	—	—	0.0040	0.0013	—	0.00076	0.000[illegible]
Schwefel	—	—	—	0.118	0.387	Ag 0.00003	0.00008	—	0.00025	0.000[illegible]
Spec. Gewicht gegossen						11.3628	11.3569	—	S 0.01476	0.017[illegible]
„ „ gehämmert						11.3670	11.3591	—	—	—

d Rührblei und e Pressblei von Raibl. f Rührblei und g Pressblei von Struggl's Erben zu Raibl; neueste Analysen. h Blei von Raibl, zum Walzen und Röhrenpressen zu hart (Dingl. J. 226, 305). i Blei aus der Röstperiode und k aus der Pressperiode von der Bleiberger Bergwerksunion.

Der Kärnthner Process leidet an langer Dauer hauptsächlich wegen Zuführung der Oxydationsluft beim Rösten durch den Rost, durch Anwendung von Holz ermöglicht, ferner an grossem Brennstoffaufwande und geringer Production; man hat aber vermieden, wesentlich an demselben zu rütteln, um der Qualität des Bleies nicht zu schaden, obgleich Versuche zu seiner Verbesserung wiederholt unternommen sind. Bei der billigen Ofenanlage (ein Ofen mit Esse kommt etwa auf 510 M) kann der Kärnthner Process da sich empfehlen, wo bei billigen Preisen des Brennmateriales eine verhältnissmässig nur geringe Bleiproduction aus reineren Erzen in Aussicht steht. Man verhüttet noch kalkige Erze mit 58 Proc. Blei. 1877 waren 20 Flammöfen im Gange; 2 amerikanische Herdöfen nur zeitweise.

Fig. 2.



Als zum Theil bewährt befundene Modificationen des Processes sind folgende hauptsächlich zu bemerken: Ausziehen der Rückstände einer Post vor dem Pressen und Hinzufügen derselben in der Pressperiode zu der folgenden Post, wobei weniger an Zeit als an Brennmaterial erspart und eine bessere Controle der Arbeiter erreicht wird, weil die Hauptperioden während der Tageszeit ausgeführt werden.[1]) Verlauf dieses Verfahrens: Röstperiode einer Charge von 168.4 kg 3 bis $3^1/_2$ St., Bleirühren während $3^1/_2$—4 St. bei Erfolg von 56—73 kg, Pressen der Rückstände von zwei Chargen während 7—8 St. bei Erfolg von 67.3—101 kg Blei. Erfolg von 336.8 kg Erz in 21—23 St. 207.7 bis 213.3 kg = 61.7—63.3 Proc. Blei und 50.5—56 kg Gekrätz mit 3 Proc. Blei. — Bei Braunkohlenfeuerung[2]) wendet man eiserne Roste an mit einer Oeffnung an der Hinterwand zum Luftzutritt. Auf 100 kg Blei gehen 300 kg Kohle und 0.14 Klftr. 4schuhiges Holz bei gleichem Ausbringen, wie mit Holz allein, und stellt sich die Kohlenheizung einem Holzpreise von 7 fl. 80 kr. 4 schuhigem Scheitholze identisch. — Verarbeitung grösserer Posten von 421 kg zu Raibl[3]) bei 21 bis 22stündiger Dauer und erheblich erschwerter Arbeit. — Anwendung von Oefen mit zwei (Doppelöfen) oder drei Herden über einander (Tripelöfen[4]) zur Ersparung an Brennmaterial und Erhöhung des Durchsetzquantums, aber nicht bewährt gefunden wegen schwierigerer Regulirbarkeit des Feuers und kostspieliger Reparaturen. Gruner[5])

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 199. 2) Kärnthn. Ztschr. 1872, S. 152. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 199. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 200. Kerl, Met. 2, 57. Ann. d. min. 4. sér. 8, 300. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 137.

erhofft bessere Resultate, wenn man die beiden Herde terrassenförmig neben einander legt, die Rührperiode abkürzt und die reichen Rückstände in einem besonderen Flammofen verarbeitet. — Bei älteren Schmelzversuchen im nordamerikanischen Bleiherde[1]) gaben nur die reineren Kernschliege gute Resultate hinsichtlich des Bleiausbringens, weniger die mehr blendigen Schlammschliege. Bei neueren Versuchen auf Spitalerhütte[2]) stellten sich die Kosten im Herdofen pro 56 kg Blei um 50½ kr. höher, als im Kärnthner Flammofen.

Zu Davos[3]) in Graubündten und zu Holzappel[4]) im Nassauischen war auch Flammofenbetrieb mit Holz in Ausführung. **Davos und Holzappel.**

Im Inneren des südlichen Spaniens[5]), wo nur Unterholz, Ginster, holzige Pflanzen als Brennmaterial zu Gebote stehen, wird dieses, um die Verbrennung zu verlangsamen und eine constantere Temperatur zu erhalten, auf einer soliden Unterlage des auch sonst eigenthümlich construirten Ofens (Boliche, Reverberero de Cuba oder Castellano, Horno reverberero) verbrannt (Fig. 3 und 4), z. B. auf der Hütte von Arrayañez: *a* geneigter Schmelzherd aus Thon, 2.3 m lang, 2 m breit, an der Hinterseite 0.9 m, mitten 1.3 m und an der Vorderseite 1.1 m hoch. **Südliches Spanien.**

Fig. 3.

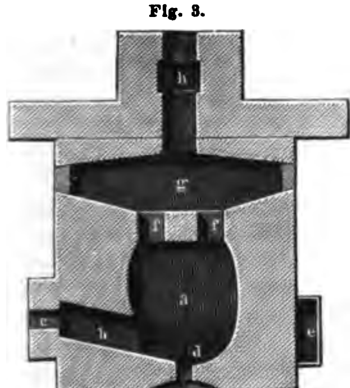
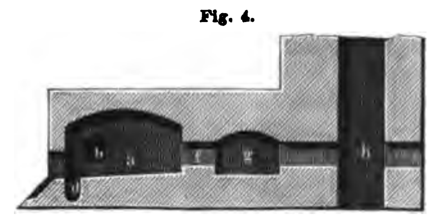


Fig. 4.



b Feuerungscanal, 0.66 m breit und 1.67 m lang, durch die Oeffnung *c* zu beschüren. *d* Bleisumpf von 0.355 m Durchmesser, aus welchem das Blei in den Stechherd *e* abgestochen wird. *f* in den Herd *g* mündende Füchse, welche, so wie der Herd die Gase, die Verbrennungsproducte mehr in *a* zurückhalten sollen. Auf *g* sammelt sich auch viel Flugstaub. *h* Esse. Chargen von 575 bis 690 kg Erz mit 72—75 Proc. Blei geben in 4½ bis 5½ Stunden durchschnittlich 45—48 Proc. Blei und etwa 40 Proc. reiche Rückstände mit 18—22 Proc. Blei, aus denen noch beim Verschmelzen in kleinen Schachtöfen 12—15 Proc. ausgebracht werden. 3000 kg Ginsterverbrauch in 24 Stunden, Schmelzkosten für 100 kg Blei 4.426 Frcs.

In Südwest-Missouri.[6]) Herd 2.82 lang und hinten 0.94 m breit; Rost mehr nach der tiefsten Herdstelle mit der schmalen Seite gelegen, 0.78 m breit und 2 m lang. Charge 700—800 kg, schwaches Rösten während 60—90 Min., stärkeres Erhitzen unter Rühren bis zum Aufhören des Bleiabflusses, Aufstreuen von Asche, wenn die Massen zu flüssig werden wollen; Chargendauer 9—11 Stunden. Production in 24 Stunden 1150 kg Blei, Schmelzkosten für 500 kg Blei 4.90 Dollar. Die Flammöfen rivalisiren mit schottischen Herden. Erstere fassen nur ½ der letzteren, sind aber billiger zu bauen wegen Entbehrlichkeit des Gebläses, lassen ärmere und unreinere Erze, sowie minder erfahrene Schmelzer zu, bringen auch 2—3 Proc. Blei mehr aus. Dagegen erzielen die schottischen Herde, von denen mehrere zusammen liegen, eine grössere Production, schmelzen daher wohlfeiler und werden auf den grösseren Schmelzwerken allgemein angewandt. — Verschmelzen der Rückstände aus Herd- und Flammöfen im Schlackenherde, welcher im Vergleiche zum Schachtofen billigere Anlagekosten und grössere Production zulässt. **Missouri.**

2) Betrieb mit Steinkohlen zu Engis[7]) in Belgien. Antimon- und arsenfreie und fast silberfreie Erze mit 93.56 Bleiglanz, 3.74 Blende, 2.31 Schwefelkies und 0.35 Kalkstein mit durchschnittlich 76 Proc. Blei bei 625 kg grossen Erzchargen. Ofen mit geneigtem Thonherde von 2 m Länge, 1.3 m Breite an der Feuer- **Engis.**

1) Kerl, Met. 2, 58, 101. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 406. 3) Kerl, Met. 2, 59. 4) Kerl, Met. 2, 58. B. u. h. Ztg. 1863, S. 368. 5) Kerl, Met. 2, 59. B. u. h. Ztg. 1863, S. 279. Berggeist 1863, S. 45. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 167. 6) B. u. h. Ztg. 1875, S. 377; 1876, S. 187. 7) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368; 1869, S. 137; 1870, S. 130, 381. Kerpely, Fortschr. 1871—1873, S. 770.

brücke und 0.7 m am tiefsten Punkte, mit Rost an der höchst gelegenen schmalen Seite (Unterschied vom Kärnthner Ofen), mit je einer Arbeitsthür am tiefsten Punkte und an einer Seite behufs Zuführung von Oxydationsluft, welche beim Kärnthner Holzofen durch den Rost tritt. Das Blei läuft durch den Schlitz einer Eisenplatte in einen von unten zu heizenden Kessel. Chargendauer 12 Stunden, Ausbringen bei Erzen mit 76.24 Proc. Blei von 70.50 Proc., also 5.74 Proc. Verlust, mit Hinzurechnung der in einem kleinen Schachtofen verschmolzenen Rückstände (etwa 12 Proc. vom Erze mit 17—20 Proc. Blei) nur 3.93 Proc. Verlust des verhütteten Erzes. Verbrauch von 550 kg Steinkohle auf 100 kg Erz; Kosten pro Tonne Erz (1000 kg) 20 Frcs., und zwar 9 Frcs. auf Arbeitslöhne, 7 Frcs. für Brennmaterial.

Rasche Röstung bei höherer Temperatur.

6. Englischer Process. Zur Beschleunigung des Processes, also zur Erhöhung der Production, werden grössere Chargen in grösseren Oefen einer rasch steigenden Rösttemperatur, dann einer Reaction bei stärkerer Hitze ausgesetzt, wobei durch Wirkung von Bleisulfat auf Schwefelblei metallisches Blei ausfliesst (Seite 4). Dieses läuft auf der muldenförmig geneigten Sohle auf kurzem Wege in eine jäh abfallende Vertiefung (Sumpf) innerhalb des Ofens (S. 11). Bei der kürzeren Röstdauer in höherer Temperatur bleibt unzersetzter Bleiglanz im Verhältniss zum entstandenen Bleisulfate im Ueberschusse; es müssen deshalb, indem man jedesmal bei geöffneten Thüren und verminderter Temperatur zuvor eine Röstung bewirkt, dann bei geschlossenen Thüren und erhöhter Temperatur die Reactionen so oft wiederholt werden, bis kein Blei mehr erfolgt. Gegen das Ende der Operation, wo bei dem wiederholten Oeffnen der Thüren Bleisulfat in Ueberschuss entsteht, wird bei den Reactionen ein Theil desselben durch die Steinkohlenflamme zu Schwefelblei reducirt, welches sich dann mit Sulfat in Blei und schweflige Säure umsetzt, bis es zuletzt an Sulfuret fehlt. Die im Flammofen selbst möglichst erschöpften Rückstände (graue Schlacken) werden dann ausgezogen und in Schlackenherden, grösseren Schachtöfen oder im Flammofen durch Eisen noch weiter entbleiet. Ein sich darin findender Kieselsäuregehalt pflegt hauptsächlich aus dem Herdmateriale oder den Ofenwänden herzurühren.

Bei der angewandten höheren Temperatur und dem immer heisser werdenden Ofen sind die Massen geneigt in Fluss zu gerathen und mit dem Bleie in den Sumpf zu fliessen. Da alsdann dieselben sich schwieriger behandeln lassen und die Reactionen geschwächt werden (S. 6), so mengt man, so bald sie flüssig werden wollen, mittelst einer Schaufel eingeworfenes gelöschtes Kalkpulver ein, wodurch eine Ansteifung und durch das verdampfende Wasser eine Abkühlung der Masse eintritt.

Wirkung des Kalkes.

Ob der Kalk neben dieser mechanischen, auflockernden Wirkung, welche constatirt ist, noch eine chemische hervorbringt, ist noch nicht sicher entschieden. Nach Rivot zerlegt der Kalk auch kieselsaures und schwefelsaures Bleioxyd direct, dagegen Bleiglanz und Bleioxysulfuret nur bei Gegenwart von Luft unter Bildung von schwefelsaurem Kalk und Freimachen von Bleioxyd, welches dann auf Schwefelblei reagiren kann. Percy[1]) hält eine solche Wirkung auf Grund angestellter Untersuchung der Flammofenschlacken für unwahrscheinlich.

Vergleichung mit dem Kärnthner Process.

Im Vergleich zum Kärnthner Processe gestattet der englische Process hinsichtlich der Grösse der Production in einer gewissen Zeit, sowie der Ersparung an Arbeitslöhnen, Brennmaterial (der Kohlenver-

1) Percy, Lead, p. 236.

brauch [1]) soll beim Schmelz- und Entsilberungsprocesse auf 1 Theil Blei 1 $^1/_2$ Theile betragen) und Generalkosten Vortheile, aber bei der höheren Temperatur ist die Blei- und Silberverflüchtigung grösser (es sind deshalb umfangreiche Rauchcondensationsvorrichtungen erforderlich (S. 5), und das Blei fällt bei nicht ganz reinen, andere Schwefelmetalle enthaltenden Erzen von geringerer Qualität aus. Ein Kieselsäuregehalt kommt bei der höheren Temperatur noch merklicher zur Wirkung und verträgt der Process höchstens 2 Proc. davon, wenn er noch in zufriedenstellender Weise verlaufen soll. [2])

Beispiele. Holywell.

Gewöhnliches Verfahren in Flintshire [3]) (Holywell, Bagilt). Kalkige Erze mit 70—75 Proc. Blei und 250—350 g Silber [4]) in 1000 kg, z. B. von der Zusammensetzung: Schwefelblei 89.95, Schwefelzink 0.99, Bleioxyd 5.15, Kalk 0.65, Eisenoxyd 0.29, Thonerde 0.13, Kohlensäure 1.62, unlösl. Rückstand 0.85. — Flammöfen (Fig. 5, 6): *a* Herd aus Thon aufgestampft oder von Flammofenrückständen (graue Schlacke) 0.15 bis 0.3 m hoch aufgeschmolzen, 3.4 m lang, 2.8 m mitten breit. *b* Herdgewölbe, 0.9 m mitten über dem Herde. *c* Arbeitsöffnungen, 0.3 m weit. *d* Aufgebetrichter. *e* Rost, 0.5 m breit, 1.55 m lang und 0.8 m unter dem Gewölbe. *f* Schürloch, 0.3 m weit. *g* Aschenfall. *h* Feuerbrücke, 1 m lang, 0.6 m breit und 0.5 m unter dem Gewölbe. *i* Fuchs. *k* Esse. *l* Register oder Temper. *m* Stechherd, 0.6 m weit. *n* Verankerung. Ein Ofen hält 1—2 Jahre. — Einsetzen von 1066.8 kg Erz durch den Trichter in den noch rothglühenden Ofen, $^1/_2$stündliches öfteres Wenden, stärkeres Röstfeuer während 1 Stunde oder länger bei ein wenig geöffnetem Temper, geöffneten Thüren und öfterem Krählen und Wenden, ohne dass Schmelzung eintritt, Reinigen des Rostes, erste Reaction (Aufschäumen) bei stärkerem Feuer und geschlossenen Arbeitsthüren, während $^1/_2$ Stunde Ausfliessen von Blei, Oeffnen der Thüren, Zurückschieben der in den Sumpf hinabgeschmolzenen Partien auf den oberen Theil des Herdes, Ansteifen der Masse durch Einmengen von Kalk, Umspateln derselben bei Luftzutritt und erniedrigter Temperatur während 1 Stunde, etwa $^1/_4$stündiges stärkeres Feuer bei geöffnetem Temper und geschlossenen Thüren (zweite Reaction), Ansteifen mit Kalk und $^1/_2$stündiges Rösten bei geöffneten Thüren, $^1/_2$stündige dritte Reaction, Oeffnen der Thüren, Ansteifen der Masse, Abstechen des Bleies, Verschliessen der Stichöffnung mit einem Kalkmörtelpfropf, Ausziehen der Rückstände oder grauen Schlacken (etwa 120—125 kg mit etwa 55 Proc. Blei), Abkühlen derselben mit Wasser, Umrühren des Bleies im Stechherde mittelst durchlöcherter

Fig. 5.

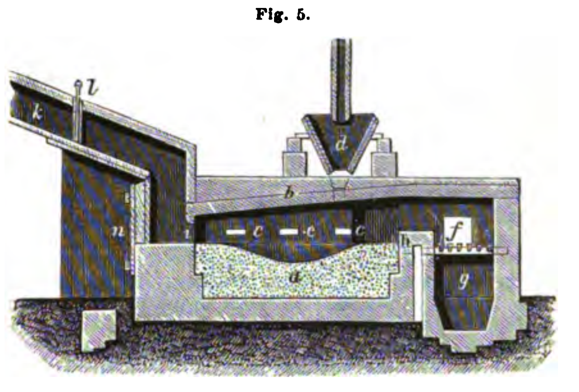
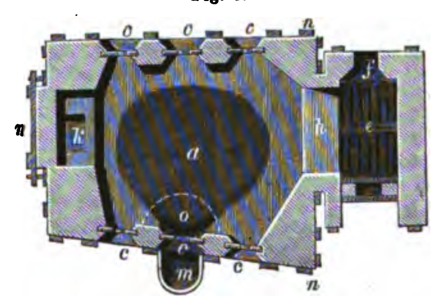


Fig. 6.



1) Wagn. Jahresber. 1871, S. 933. 2) Preuss. Ztschr. 17, 368. 3) Kerl, Met. 2, 64. B. u. h. Ztg. 1862, S. 242; 1863, S. 368. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 151. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 87, 297. 4) Silbergehalt der englischen Erze in B. u. h. Ztg. 1862, S. 412.

flacher Eisenschaufel mit Steinkohlenschlacken, Anzünden der entwickelten Gase durch aufgeschüttete heisse Cinder, Abschäumen der Masse und Zurückbringen des hauptsächlich Schwefelmetalle enthaltenden Schaumes zur nächsten Charge, Verschmelzen der Rückstände im Schlackenherde oder mit Eisenzuschlag im Flammofen. Zeitdauer einer Charge $5^1/_2$—6 Stunden, Bleiverlust 5—14 Proc.; 1066.8 kg gute Flintshireerze mit 75—80 Proc. Blei geben etwa 736.6 kg Blei = 69 Proc., und zwar 62.8 Proc. direct im Flammofen und den Rest aus Schlacke und Rauch, mit 6095—8130 kg Kohlen bei 8—14 Proc. Bleiverlust. Kosten pro 1000 kg Erz bei der Flammofenarbeit allein 10.61 Frcs., bei Flammofen-, Schlacken- und Raucharbeit 15.944 Frcs. (nach anderen Angaben 22.16 Frcs.); Arbeitskosten beim Kärnthner Processe[1]) 27.20 Frcs.

Stipperstones. Dem Flintshireprocesse ähnlich ist derjenige von Stipperstones bei Shrewsbury.[2])

Ballycorus. Ballycorus bei Dublin.[3]) Flintshireprocess, nur werden die Rückstände mit Silbererzen, Flussspath und Flugstaub bei niedriger Temperatur im Flammofen verschmolzen.

Spanien. Spanien.[4]) Der an den Küsten Südspaniens, z. B. zu Adra ausgeführte englische Process giebt im Vergleiche zu dem im Inneren üblichen Kärnthner Processe (S. 15) eine höhere Production, aber geringeres Ausbringen von Blei, und dieses von minderer Qualität. Blei von Real Co., Asturiana de minas, Rentaria refinado enthielt 0.00057 Cu, 0.00133 Sb, 0.00124 Fe, 0.00008 Zn, 0.0004 Ag, 0.01041 Bi, Ni Spr.

Oberharz. Oberharz.[5]) Wegen zu hohen Kieselsäuregehaltes der Bleiglanzschliege fielen Versuche ungünstig aus.

Modificationen des Flintshireprocesses. Snailbeach. Snailbeach[6]) bei Shrewsbury (Shropshire). Silberarmer Bleiglanz aus silurischen Schiefern mit Zinkblende, wenig Schwefelkies, spurenweise Schwerspath und Quarz, vorzugsweise Kalkspath; gewöhnliche Schliege mit 81 Proc. Blei, Schlammschliege mit 66—69 Proc. Flammofen mit 5 Thüren, 3 auf der einen, 2 auf der anderen Seite, wo die dritte Thüre fehlt, ist der Sumpf (S. 11). Längere Arbeitszeit (9 Stunden) bei niedrigerer Temperatur zur Erzielung eines höheren Ausbringens, allerdings auf Kosten von Brennmaterial und Arbeitslöhnen. 1066.8 kg Einsatz, 2 Stunden lang öfteres Wenden, 4 Stunden abwechselnde Röstung und Reaction, 2stündige Reaction bei Durchmengen der Masse und starker Hitze, Aussaigern der Rückstände vom Herde und aus dem Sumpfe vor der Feuerbrücke bei Kalkzusatz, Ausziehen der Rückstände, Abstechen und Abschäumen des Bleies, Verschmelzen der Rückstände (152.5 kg mit 40 Proc. Blei) im Schlackenherde.[7]) Bleiverlust 5—6 Proc.; 5207 kg Kohlen auf 1066.8 kg Erz; Kosten pro 1000 kg Erz 17.50 Frcs., pro 1000 kg Blei 24.35 Frcs.

Alport. Derbyshire-Process zu Alport.[8]) Erze mit 76—80 Proc. Blei, deren Gehalt an Bleicarbonat eine Abkürzung der Arbeitszeit und deren Schwerspathgehalt einen Zuschlag von Flussspath, wenn solcher nicht im Erze vorhanden, erfordert, welche beide eine so leichtflüssige Schlacke geben, dass trotz Einmengens von Kalk ihr Herabfliessen in den Sumpf nicht vermieden werden kann. Für Chargen von 812.8 kg ist der Ofen kleiner (Herdlänge 3.05 m, Herdbreite 2.44 m, Länge und Breite des Rostes resp. 1.3 und 0.61 m, Breite der Feuerbrücke 0.76 m, Abstand vom Gewölbe 0.43 m) und über dem Bleistiche am Sumpfe befindet sich ein Schlackenstich. Arbeitsdauer $4^1/_2$—5 Stunden, Ausbringen 71—72 Proc.; Erfolg von 165 kg Schlacken mit 6—8 Proc. Blei, Verlust an 5 Proc., nach anderen Angaben 10 Proc.

Lealeadwerke. Auf den Lealeadwerken ist der Ofen 2.4 m breit, 3.3 m lang, Rost 1.6 m lang und 0.60 m breit. Sumpf in einer Ofenecke neben dem Fuchse und mit zwei Stechherden in Verbindung. Charge 800 kg, 2stündiges Rösten in dem noch heissen Ofen unter öfterem Umrühren, Schliessen der Thüren, Hervorbringung einer Reihe Hitzen während 1 Stunde bei allmählichem Aufrühren der Massen, wobei Blei in den Sumpf fliesst; kommt nichts mehr, dann Zusatz von einigen kg Flussspath, um die Rückstände zum Fluss zu bringen und die rückständigen Sulfate bei ziemlich niedriger Temperatur zu zerlegen, 5—6maliger Flussspathzusatz (im Ganzen etwa

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 267. Kerl, Met. 2, 68. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 243, 255. 3) Dingl. 179, 448. B. u. h. Ztg. 1866, S. 323. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 53. Kerl, Met. 2, 76. Percy, Lead, p. 252. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 104. 5) Karst. Arch. 2. R. 10, 90. B. u. h. Ztg. 1854, S. 166. Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 580. 6) B. u. h. Ztg. 1863, S. 243. 7) B. u. h. Ztg. 1863, S. 254, 263. 8) B. u. h. Ztg. 1862, S. 243; 1879, S. 237. Kerl, Met. 2, 73. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 163. Rev. univ. 1871, Bd. 29, p. 98.

60 kg), wiederholtes Zurückbringen der Schlacken aus dem Sumpfe unter Ansteifen mit Kalk und Kohle und wieder stärkeres Heizen. Ganze Dauer 6 St. Verarbeitung von 5.20 t Erz mit 2.5—3 t Kohlen in 24 St. Verschmelzen von 35 Proc. Rückständen mit 40 Proc. Aufbereitungsschlamm und 15 Proc. oxydischen Erzen mit Cokes im 4förmigen, 1.5 m hohen und im Kohlensacke 1.5 m weiten Schachtofen, wobei in 24 St. 2 t Blei bei Schlacken mit 2—3 Proc. Blei erfolgen. Der Schachtofenrauch wird in Flammöfen in Posten von 1100 kg in 4 St. verarbeitet unter Anwendung von Flussspath, die Schlacken gehen in den Schachtofen zurück. Ausbringen im Schachtofen 30 Proc. Mittleres Ausbringen in allen Operationen 66 Proc.

Analysen von englischen Flammofenproducten: **Analysen.**

1) Blei.[1])

	Kupfer.	Antimon.	Eisen.	Zink.	Silber.
a.	0.0034	0.0046	0.0012	0.0070	0.0035
b.	0.0053	0.0074	0.0015	0.0018	0.0040
c.	0.0094	0.0021	0.0015	0.0010	0.0008
d.	0.0236	0.0058	0.0021	0.0018	0.0010
e.	0.0758	0.0032	0.0022	0.0032	0.0020.

a. Von Wwe. Blackett et Co., 1868 nach Michaelis. b. Joster Blackett et Wilson, 1868 nach dems. c. Enthoven and Sons, 1868 nach dems. d. Common Lead Co., beste Sorte, 1868 nach dems. e. Pontifex and Wood, ausgesuchte Waare, 1868 nach dems.

2) Verändertes Erz und Rückstände.

	a.	b.	c.	d.	e.
Schwefelblei	63.82	53.32	24.76	4.35	0.90
Bleioxyd	27.25	31.49	43.12	47.50	48.87
Bleisulfat	3.42	4.78	6.94	14.02	9.85
Bleigehalt	84.92	78.65	66.22	47.86	52.88.

a. Erz von der S. 17 angegebenen Zusammensetzung, 1½ St. nach Beginn der Arbeit, nach Percy. b. 2 St. später. c. Nach ¾ St. d. Nach ½ St. e. Rückstände nach dem Abstechen.

3) Bleirauch.

	a.	b.
Bleioxyd	46.54	62.26
Schwefelblei	4.87	1.05
Zinkoxyd	1.60	1.60
Eisenoxyd, Thonerde	4.16	3.00
Kalkerde	6.07	3.77
Schwefelsäure	26.51	25.78
Unlösliches	10.12	1.97.

a. Bleirauch von Bagilt, nach Weston, aus dem Flammofen. b. Desgl. aus verschiedenen Oefen vom Boden der Esse.

7. Combinirter kärnthner und englischer Process. Zur Erlangung der Vortheile beider Processe unter möglichster Beseitigung ihrer Schattenseiten hat man vom kärnthner Processe die langsame Röstung bei niedriger Temperatur behufs Erzielung eines grossen Bleiausbringens und möglichst reinen Bleies, vom englischen Processe die grosse Production bei Ersparung an Brennmaterial, Arbeitslöhnen und Generalkosten durch Anwendung grosser englischer Oefen bei grösseren Chargen entlehnt und dabei noch die Modification gemacht, dass man die Reactionen im Flammofen selbst nicht bis zur möglichsten Erschöpfung der Rückstände an Blei fortsetzt (gerade in der letzten Periode entsteht bei der gestiegenen Temperatur der grösste Bleiverlust),

Langsame Bearbeitung grösserer Chargen in niedriger Temperatur.

Reine Erze.

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144.

sondern den bei möglichst niedriger Temperatur ausgeführten Process früher unterbricht, dann eine grössere Menge reicherer Rückstände (mit 35—40 Proc. Blei) auszieht und diese im Schachtofen verschmilzt, wobei der Bleiverlust geringer ausfällt, als bei der möglichsten Entarmung im Flammofen. Ein solcher Process, in Snailbeach (S. 18) zuerst angestrebt, hat in Tarnowitz einen hohen Grad der Vollkommenheit erhalten.

Unreine Erze.

Derselbe ist auch geboten, wenn aus antimon- und kupferhaltigen Erzen ein möglichst reines Blei erhalten werden soll (Bleiberg in Belgien). Es bleiben dann — wenn man die Reactionen noch weniger weit treibt, als bei reinen Erzen, so dass Rückstände mit 50 bis 60 Proc. Blei entstehen — Antimon und Kupfer wegen grosser Verwandtschaft zu Schwefel in den im Schachtofen zu verschmelzenden Rückständen und es erfolgt ein reineres Blei. Dabei kann sich bei silberarmen Erzen der geringe Silbergehalt in dem Flammofenblei von dem ersten Abstiche so ansammeln, dass sich derselbe mit Vortheil gewinnen lässt (S. 8).

Beispiele. Tarnowitz.

a) Tarnowitzer Process für reine Erze.[1]) Bleiglanze mit sehr geringem Gehalte an Kieselsäure (etwa 1 Proc. Thon), 2—3 Proc. Carbonaten von Kalkerde, Eisenoxydul und Zinkoxyd, sowie grösseren Mengen Bleicarbonat und Bleisulfat (z. B. von Friedrichsgrube resp. 23.6 und 11.5 Proc., von Paul Richard-Grube 45 und 9.2 Proc.), welche letzteren eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit zulassen, mit 55—80 Proc. Blei und 0.01—0.141 Proc. Silber (Stufferze 75—80 Proc. Pb, 0.01 bis 0.076 Proc. Ag; Feinkornerze 73—76 Proc. Pb, 0.07—0.106 Proc. Ag; Schliege 55—69 Proc. Pb, 0.020—0.141 Proc. Ag; Weissbleierze durchschnittlich 62 Proc. Pb, 0.008 Proc. Ag). — Aeltere Flintshire-Oefen[2]) mit 3.76 m langem und 3.45 m breitem Herde für 2000 kg Einsatz mit 6 Arbeitsöffnungen und Sumpf vor einer der hintersten Arbeitsöffnungen sind durch grössere neuere[3]) für 3900 kg Charge (3000 kg Stufferze, 500 kg Schliege, 400 kg Weissbleierz, auf Kollermühlen zu gleichem Korne gebracht) mit 8 Arbeitsthüren von folgenden Dimensionen ersetzt: Herdlänge 5.07 m, Herdbreite 2.772 m, Feuerbrücke 1.883 m lang und 0.732 m breit, Rost 0.523 m breit und 2.51 m lang. Arbeitsöffnungen 0.262 m breit und 0.209 m hoch, Fuchs 1.36 m weit und 0.392 m hoch, in 4 Schlitze getheilt. Herd zu unterst aus Sand, dann Rollschicht aus Ziegeln 0.157 m dick, Gestübbesohle und aufgeschmolzene Sohle aus basischen Herdfrischschlacken. — Arbeitsverfahren, und zwar Röstperiode: Chargiren in den dunkelrothglühenden Ofen bei festgeschlossenem Fuchsschieber, Ausbreiten des Erzes 78—105 mm hoch, mässiges Feuern mit Cindern, Temperatur 500—600° (unter der des schmelzenden Bleiglanzes und über der des schmelzenden Bleies), lebhafte Röstung nach ³/₄—1 St. bei einmaligem Wenden und wenig geöffnetem Fuchsschieber, öfteres Probenehmen zur Bestimmung des Zeitpunktes zum Wenden, gewöhnlich in Pausen von 20—25 Min. erfolgend, 8—10maliges Wenden, Ende der Röstperiode nach 3—4 St.; Reactionsperiode: schärferes Feuern bei weiter geöffnetem Fuchse unter Arbeiten im Herde, Abstechen des Bleies aus dem Sumpfe nach 1—1³/₄ St., wenn in Folge Abkühlung kein Blei mehr kommt, stärkeres Feuern bei entsprechend geöffnetem Fuchsschieber und geschlossenen Arbeitsöffnungen, wobei in Folge Einwirkung reducirender Gase (S. 16) Blei ausfliesst, Arbeiten im Herde und Nachtragen von Kalk, wenn Fluss eintreten will, mehrmaliges Nachfeuern, zweiter Abstich nach 1¹/₂—2 St., noch dreimalige Wiederholung des Anfeuerns und Durcharbeitens, zuletzt Einsatz des beim Umrühren des Bleies im Stechherde mit Steinkohlenklein erfolgenden Abstriches, zuletzt ganze Charge mit Kohlenklein bestreut, Ausziehen der Rückstände, 200—300 kg., nach 7stündiger Reactionsperiode, Ausbessern des Herdes. Verbrauch von 26 kg Steinkohlen auf 100 kg Erz bei 3 Mann in 12stündiger Schicht; Dauer des Herdes 3 Monate; der Rauch passirt Kammern und Canäle von 550 m Länge, letzte Kammerwärme dient zum Trocknen von Zinkmuffeln. Verschmelzen der Rück-

---

1) Preuss. Ztschr. 14, 225; 19, 157. Oest. Ztschr. 1865, S. 102. B. u. h. Ztg. 1864, S. 294; 1866, S. 26; 1869, S. 173. Römer, Geologie Oberschlesiens. Breslau 1870. 2) Preuss. Ztschr. 14, 226, Taf. 8. Oest. Ztschr. 1877, Nr. 9, S. 97. 3) Preuss. Ztschr. 19, 157, Taf. 8.

stände im Schachtofen, des Rauches mit 50 Proc. Blei im Flammofen; Werkblei zum Entsilbern durch Zink. Solche Rückstände enthielten 33.18 Bleioxyd, 13.27 Bleisulfat, 22.86 Zinkoxyd, 8.96 Eisenoxyd, 11.19 Kalk, 1.82 Schwefeleisen, 3.56 Kieselsäure, 4.82 Kohle und 0.015 Silber. Es lieferten in älteren Oefen 100 kg bleiische Geschicke mit 72.97 Proc. Blei und 0.0746 Proc. Silber bei einem Verbrauche von 46 kg Kohlen 63.84 Proc. Werkblei, 15.92 Proc. Rückstände mit 39 Proc. Blei und 2.75 Proc. Rauch mit 50 Proc. Blei bei einem Ausbringen von 87.49 Proc. Blei und 99.9156 Proc. Silber, entsprechend einem Verluste von 1.65 Proc. Blei und 0.00008 Proc. Silber. Bei den neueren grösseren Oefen beträgt der Brennmaterialverbrauch pro 100 kg Erz bedeutend weniger (etwa 26 kg); die Arbeitslöhne sind nicht gestiegen.

Ausser der Arbeit in den grossen Oefen verschmilzt man in den kleineren Oefen Chargen von 1500 kg Bleiglanzschlieg mit 40—45 Proc. Blei und 500 kg Weissbleierz bei 15—24 Proc. Ausbringen an Werkblei, die Rückstände davon kommen gemeinschaftlich mit im Flammofen zusammengesinterten armen blendigen Schliegen zum Schachtofenschmelzen mit Eisenfrischschlacken (s. später). Eine Niederschlagsarbeit solcher Schliege im Flammofen ist wieder aufgegeben.

Belgien.

b) Belgischer Process zu Bleiberg mit antimon- und kupferhaltigen Erzen.[1]) Bleiglanz mit 80 Proc. Blei, Blende, Schwefelkies und etwas Quarz, ausserdem 0.76 Proc. Antimon, 0.006 Proc. Kupfer und 145 g Silber in 1000 kg Blei. Grosser Flammofen mit 2 Rosten zur Begünstigung der Gleichmässigkeit der Temperatur und zur Brennmaterialersparung (Fig. 7—9). *a* Herd, 4.7 m lang, 2.9 m breit. *b* Feuerbrücken, 0.6 m breit, 0.3 m unter dem Gewölbe. *c* Roste, 2 m lang und 0.4 m breit. *d* Arbeitsöffnungen. *e* Aschenfall. *f* Füchse, in horizontale Züge *g* mündend, mit dem zur Esse gehenden Zugcanale *h* in Verbindung. *i* Stechherd vor der einen mittleren Arbeitsöffnung; der Herd neigt sich gleichmässig mit 0.2 m Neigung pro m nach dem Stiche hin. — Arbeitsverfahren: Charge von 1000 kg ½ Stunde in

Fig. 7.

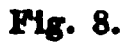


Fig. 8.

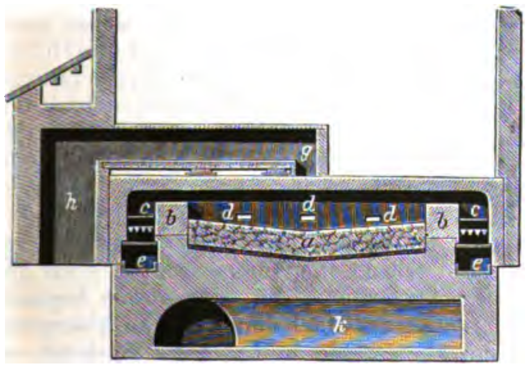
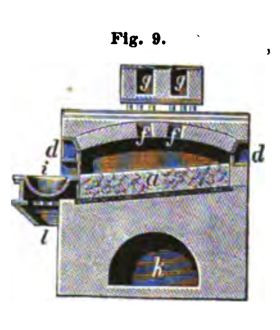


Fig. 9.



Rothgluth, dann unter stetem Umarbeiten 6stündige Röstperiode, wobei die Hitze gegen Ende bis zur Kirschrothgluth steigt; Reactionsperiode während 8 Stunden,

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 368; 1869, S. 137; 1870, S. 130. Kerl, Met. 2, 85. Rev. univers. 1863, Bd. 13, p. 1. Habets, Industrie belge. Liége 1878 (Kärnthn. Ztschr. 1879, Nr. 2). Belgische Bleierze und ihre Aufbereitung in Rev. univers. 1877, Nr. 1.

indem man die Temperatur bei geschlossenen Thüren allmählich steigert und alle halbe Stunden behufs Wendens der Charge sie öffnet, Ansteifen der Masse mit Kalk oder Sägespähnen und Zurückbringen derselben, wenn sie in den Sumpf theilweise geflossen, auf den Herd; 1/2 stündiges scharfes Feuern zum Fritten der Rückstände, Ausziehen und Entarmung derselben (bei 50—60 Proc. und mehr Blei und bis 2 Proc. Antimon) mit dem zu frittenden Rauche der Flugstaubkammern und Bleiraffinirkrätzen im Halbhohofen. Chargendauer 16 Stunden, 1000 kg Erz mit 79.34 Blei erfordern 400 kg Steinkohlen und geben 524.5 kg Werkblei mit 258 g Silber in der Tonne zum Pattinsoniren und 331.1 kg Rückstände mit 66.36 Proc. Blei und 24 g Silber in der Tonne. Gesammter Bleiverlust mit der Entsilberung von dem nach der Probe ermittelten Bleigehalte 5.09 Proc. (zu Tarnowitz bei einem silberreicheren und bleiärmeren Erze 4.7 Proc. und weniger). Das Blei enthält 0.00119 Eisen und 0.00064 Kupfer; vor Einführung der Zinkentsilberung nach Michaëlis 0.0014 Cu, 0.0037 Sb, 0.0016 Fe, 0.0016 Zn, 0.0008 Ag.

Vergleichung verschiedener Processe.

Nach Gruner[1]) können die verschiedenen Flammöfen jährlich bei 300 Arbeitstagen folgende Quantitäten Erz (Tonnen à 1000 kg) mit 70 bis 80 Proc. Blei verarbeiten:

Einfacher Kärnthner Ofen (S. 13)	150	Tonnen
Ofen zu Engis (S. 15)	350— 400	„
Bleiberger Ofen mit 2 Feuerungen (S. 21)	1200	„
Englischer Ofen zu Snailbeach (S. 18)	1000	„
Englischer Ofen von Flintshire (S. 18)	1200—1400	„
Englischer Ofen von Tarnowitz (S. 20)	1200—1400	„

Percy theilt noch nachstehende Verhältnisszahlen von den einzelnen Flammofenprocessen mit:

	Bleigehalt der Erze.	Chargengrösse.	Bleiproduction für gleiche Zeiten.
Bleiberg	67.4 Proc.	1	1
Spanien	77.5 „	4	6
Alport	— „	5	7.5
Holywell	75—80 „	6	113.6
Tarnowitz	73 „	6—10	16

B. Abnormer Process für Erze mit bis 7 Proc. Kieselsäure.

Wesen des Processes.

8. Französischer oder Bretagner Process. Dieser Process ist eine durch einen gewissen Kieselsäuregehalt der Erze (4—5, selbst noch 6—7 Proc. Kieselsäure) herbeigeführte Modification des kärnthner Processes. Weil die Kieselsäure schon bei niedrigen Temperaturen mit dem Bleioxyde leichtschmelzige Verbindungen eingeht, welche die Röstung beeinträchtigen und sich mit Schwefelblei nur sehr unvollständig zerlegen (S. 4), so wird letztere bei der möglichst niedrigen Temperatur begonnen und sehr langsam geleitet, indem man von Zeit zu Zeit die erzeugten 40—50 mm starken Krusten von Bleisulfat zerschlägt, unter das Röstgut spatelt und dasselbe wiederholt von heisseren nach kälteren Stellen translocirt. Sobald die Temperatur so hoch gestiegen ist, dass das Oxydische aufs Geschwefelte einzuwirken beginnt, zeigen sich einzelne Bleitropfen und die Masse fängt an zu klümpern. Wird dann unter Erhöhung der Temperatur die Reaction eingeleitet, so entsteht in Folge des bei der langsamen Röstung in niedriger Temperatur entstandenen Ueberschusses von Bleisulfat bei dessen Einwirkung auf noch unzersetztes Schwefelblei hauptsächlich Bleioxyd (S. 4, For-

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 174.

meln γ und δ), welches man durch Einmengen von Holzknüppeln oder mageren Steinkohlen reducirt. Dabei erhöht man die Temperatur immer mehr, bis zuletzt kein Blei mehr kommt. Durch Einwirkung des Holzes auf noch vorhandenes Bleisulfat entsteht Schwefelblei, welches oxydische Bleiverbindungen zerlegt.[1]) Man sucht, was aber auf die Bleiverflüchtigung begünstigend einwirkt, die Rückstände im Ofen selbst möglichst zu erschöpfen, den Rest verschmilzt man im Krummofen oder mit eisenhaltigen Zuschlägen im Flammofen (Vienner Ofen), wohl unter Zusatz von silberhaltigen Erzen.

Um die Temperatur mehr in der Gewalt zu haben, wendet man kleinere Chargen und Oefen von geringeren Dimensionen als in England an, mit 3 Arbeitsthüren nur an einer Seite und mit einem Sumpfe vor der Mittelthür.

Beispiele. Poullaouen.

Poullaouen in der Bretagne.[2]) Silberhaltiger Bleiglanz mit 65—66 Proc. Blei, Zinkblende, Schwefelkies und bis 5 Proc. Quarz. — Flammofen (Fig. 10, 11): *a* Herd, 3.33 m lang und 1.95 m breit. Gewölbe 0.30 m über der 0.56 m breiten Feuerbrücke. *l* Arbeitsthüren, vor der mittleren der Sumpf. *s* Stechherd. Rost 1.30 m lang und 0.50 m breit. *g* Fuchs. *h* geschleifte Esse mit Register. Arbeitsgang: Charge von 1300 kg, $5^1/_2$ St. Rösten bei ganz allmählich steigender Temperatur unter periodischem Einspateln der sich wiederholt bildenden Bleisulfatkrusten, Einmengen von Holz während 4—5 Stunden, Abstechen des Bleies, Steigerung der Temperatur unter Einmengen von Holz und Wenden, Bleiabstich nach $1^1/_2$ St., dritter Abstich nach wieder $1^1/_2$ St., nachdem vorher die Masse von der Hinterthüre an die Feuerbrücke gebracht worden; Ausziehen der Rückstände (etwa 33 Proc.) mit 20—30 Proc. Blei und Verschmelzen derselben im Flammofen mit bleiischen Producten, Eisen und Silbererzen. Chargendauer 16 Stunden.

Fig. 10.

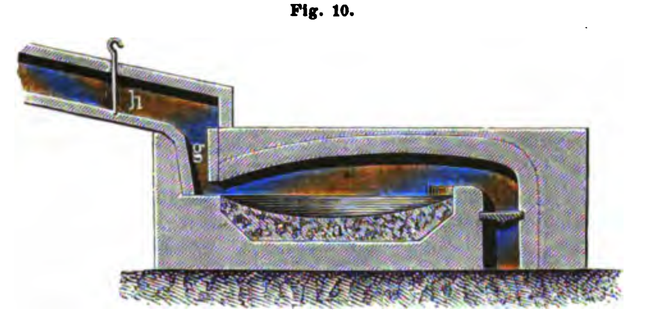
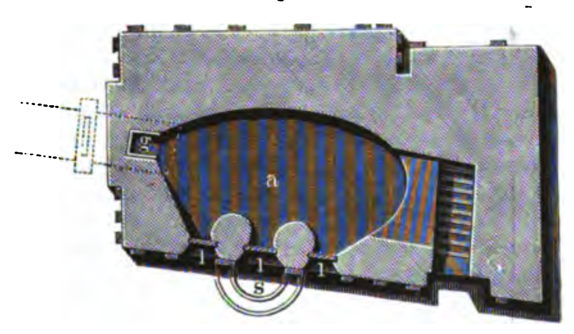


Fig. 11.



Ausbringen 71 Proc. des im Erze enthaltenen Bleies im Flammofen; 20 Proc. bleiben in den Rückständen. Gesammter Bleiverlust 4—7 Proc. Schmelzkosten pro 100 kg Erz 18 Fr. 62 C.

1) Erdm. J. f. pr. Chem. 11, 68. 2) Kerl, Met. 2, 80. B. u. h. Ztg. 1863, S. 367, 368; 1869, S. 137. Ann. d. min. 6. sér. 13, 335. (Marseiller Bleihüttenbetrieb in Oester. Ztschr. 1875, Nr. 25.)

Corfali, Binsfeldhammer, Pesey, Bottino.

Ein ähnlicher Process wird zu Corfali[1]) in Belgien und wurde zu Binsfeldhammer[2]) bei Stolberg ausgeführt, an welchem letzteren Orte die französischen Oefen nur noch zur Reduction von Glätte und Oxyden von der Zinkentsilberung benutzt werden, während das Schmelzen des gerösteten Erzes in einem 6förmigen Pilz'schen Schachtofen stattfindet. Zu Albertsville[3]) (Pesey) in Savoyen und zu Bottino[4]) in Toskana arbeitete man früher mit einem, durch eine vertikale Scheidewand in zwei Herde getheilten Ofen. Die im englischen Flammofen versuchte Verarbeitung Oberharzer Bleiglanze (S. 18) gelang auch nach französischer Methode[5]) nicht wegen zu hohen Kieselsäuregehaltes der Erze (12 Proc. und mehr). Erze mit 4—7 Proc. Kieselsäure geben noch ein Ausbringen von 88—90 Proc., über 7 Proc. hinaus erfolgt eine nur unvollständige Bleiausscheidung in Folge reichlicher Silicatbildung.

Oberharzer Versuche.

2. Capitel. **Niederschlagsarbeit im Flammofen.**

Anwendbarkeit dieses Processes.

9. Allgemeines. Dieser Process, bei welchem der Bleiglanz entweder im Wesentlichen allein durch Eisen (Vienner Process) oder theils durch einen Röstreactionsprocess, theils durch Eisen zerlegt wird (Cornwaller Process), kommt in Anwendung entweder bei für den Reactionsprocess nicht hinreichend reinen, namentlich zu kieselsäurereichen Erzen oder wenn es sich darum handelt, aus kupferhaltigen Erzen den Kupfergehalt möglichst wenig ins Blei zu führen, sondern in einem Schwefeleisen enthaltenden Stein zu concentriren.

Der Röstung unterwirft man gewöhnlich kiesige Erze, welche im rohen Zustande zu viel Eisen erfordern würden; desgleichen silberreichere, um das Silber möglichst im Blei zu concentriren und nicht in einer grösseren Menge Stein anzusammeln. Phillips empfiehlt am Ende der Röstung unter starker Steigerung der Temperatur durch Quarzsandzusatz die Schwefelsäure auszutreiben.

Erze dieser Art würden sich ihrer Natur nach, namentlich wenn sie bleiärmer und silberreicher sind, hinsichtlich des Brennstoff- und Materialaufwandes, des grösseren Durchsetzquantums und geringerer Löhne, auch wohl geringerer Silber- und Bleiverluste für den Schachtofen eignen, allein Lokalverhältnisse, z. B. billige Brennmaterial- und Eisenpreise, geringe Production, schwierige Beschaffung eines Gebläses, weiterer Erztransport u. s. w. können der Flammofen-Niederschlagsarbeit das Wort reden. Namentlich pflegt man in Gegenden, wo sonst die reinen Bleierze im Flammofen verhüttet werden, auch unreinere Erze und die Rückstände aus letzteren im Flammofen mit Eisen zu verschmelzen. Blendige Bleierze, welche im Schachtofen viel Ofenbrüche geben, können sich bei billigem Brennmaterial im Flammofen mit Eisenfrischschlacken verschmelzen lassen, und zwar mit letzteren vortheilhafter, als mit metallischem Eisen (Tarnowitz).

Werth des Processes.

10. Verschmelzen ungerösteter Erze und Producte mit Eisen (Vienner Process). Behufs Zerlegung des rohen Bleiglanzes durch metallisches Eisen bedarf es einer hohen Temperatur, welche den Bleiverlust, Gezähverbrauch und die Zerstörung des Ofens begünstigt, auch den Brennstoffverbrauch erhöht, weshalb dieser Process namentlich bei

1) Kerl, Met. 2, 83. B. u. h. Ztg. 1863, S. 367, 368. 2) Kerl, Met. 2, 87. B. u. h. Ztg. 1863, S. 367, 368. 3) Ann. d. min. 3. sér. 18, 161; 4. sér. 4, 331. Kerl, Met. 2, 83. 4) Kerl, Met. 2, 89. Blei, Silber u. Kupfer in Italien in Rev. univers. Tome 37, Nr. 1 de 1875. 5) Kerl, Oberharzer Schmelzprocesse 1860, S. 581. B. u. h. Ztg. 1854, S. 217. Preuss. Ztschr. 17, 368.

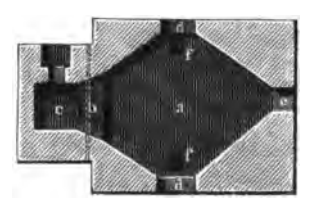
höheren Eisenpreisen nur eine beschränkte Anwendung finden kann. Die erforderliche Zerkleinerung der Materialien kann kostspielig sein.

Beispiele. Vienne. Zu Vienne[1]) im Departement Poitou verschmolz man in einem Flammofen mit eiförmigem, geneigten Herde von 2.68 m Länge und 1.35 m Breite während 3 bis 6 Stunden mit 75—250 kg Eisen 1000 kg Bleiglanz mit 54 Proc. Blei, wobei von letzterem 26.8 kg und Leche mit 1—$1^1/_2$ Proc. Blei erfolgten. — Dieser Process ist auf Rhonehütten[2]) ausgeführt, zu Poullaouen[3]) durch Krummofenarbeit[4]) ersetzt und in Tarnowitz[5]) wieder aufgegeben (S. 20). — Auf den Chicago-Silberschmelz- und Raffinir-Compagnie-Werken[6]) wird Erz mit eisenhaltigem Bleicarbonat, Eisen- und Antimonoxyd und Knoten von Bleiglanz mit bis 40 Proc. Kieselsäure und 40—50 Proc. Blei bei 24 Proc. Bleiverlust verschmolzen, und zwar setzt man in 24 St. 3190 kg Erz, 750 kg Bleikrätz, 323 kg Glätte mit 150 kg Kalkstein, 150 kg Kochsalz, 450 kg Flussspath und 450 kg Eisendrehspänen durch; Menge der Zuschläge 28 Proc. von Erz, Schlacke und Glätte. Der Ofenherd ruht auf einer von unten durch Wasser gekühlten Eisenplatte. Auf anderen Hütten Chicago's wendet man mit grösserem Vortheile Hohöfen an.

Wesen des Processes. 11. **Verschmelzen gerösteter Erze** (Cornwaller Process). Das vorherige Rösten kiesiger Erze, gewöhnlich mit einem Kupfergehalte, bezweckt, wie bemerkt, eine Ersparung an Eisen und die Erzeugung einer geringeren Menge von Stein, was wieder ein grösseres Ausbringen an Silber im Blei und einen geringeren Rückhalt davon im Steine zur Folge hat. Der Grad der Röstung richtet sich hauptsächlich nach dem anzureichernden Kupfer, dann auch nach dem Silbergehalte. Man setzt das in einem besonderen Ofen geröstete Erz im Schmelzofen (flowing furnace) zunächst ohne Eisenzusatz bei geschlossenen Thüren einer höheren Temperatur aus, wobei Bleisulfat und Schwefelblei durch Reaction unter Abscheidung von Blei sich zerlegen, dann erst wird bei verstärktem Feuer Eisen zur Zerlegung des unzersetzt gebliebenen Schwefelbleies hinzugefügt. Man erhält auf diese Weise in der ersten, minder heissen Reactionsperiode das meiste Blei, und zwar mit geringerem Bleiverluste und reiner; das dann bei höherer Temperatur vorzunehmende Schmelzen mit Eisen giebt unreineres Blei mit grösserem Verluste. Um zu verhüten, dass bei Anwesenheit von oxydirtem Blei nach der Reaction das Eisen als Reductionsmittel für ersteres auftritt, fügt man in der letzten Periode neben Eisen Kohle, Anthracit, Sägespäne u. s. w. hinzu.

Beispiele. Cornwall. Par[7]) und de Point bei Truro in Cornwall. Rösten von kupferhaltigem Bleiglanz mit 65—70 Proc. Blei in Posten von 1333.5 kg, zuweilen 2133.5 kg während 15—20 St. mit 285.7 kg Steinkohle per 1000 kg Erz bei stündlichem Durchkrählen unter Zusatz von Kalk zur Verhinderung des Sinterns. Kleiner Röstofen für Chargen von 1333.5 kg (Fig. 12): *a* Herd, in der Mitte 3.2 m, an der Feuerbrücke *b* 1.7 m, an der Arbeitsthür 0.4 m breit und 3.9 m lang. *b* Feuerbrücke, 0.8 m breit. *c* Feuerungsraum, 0.9 qm. *d* Arbeitsthüren, 0.9 m breit. *e* Arbeitsthür, 0.3 m breit. *f* Ausräumlöcher. Tiefe des Rostes unter dem Gewölbe 1.5 m, Höhe der Feuerbrücke über dem Roste 0.9 m, über dem Herde 0.4 m, Höhe des Gewölbes über dem Herde an der Feuerbrücke 0.9 m, am Fuchse 0.45 m.

Fig. 12.



---

1) Kerl, Met. 2, 92. 2) Ebend. Bd. 2, S. 93. B. u. h. Ztg. 1859, S. 250. 3) Kerl, Met. 2, 93. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 349. 5) Preuss. Ztschr. 19, 158. 6) B. h. Ztg. 1875, S. 20. 7) B. u. h. Ztg. 1862, S. 75. Kerl, Met. 2, 75. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenkde. S. 173. Ronna in Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 114. Percy, Silver and Gold, 1880. I, 343, 524.

Schmelzen in einem Ofen mit geneigtem Herde (Flowing furnace, Fig. 13): *a* Schmelzherd, muldenförmig nach dem ausserhalb in der Hüttensohle liegenden Stechherde *b* geneigt, 2.5 m breit, 3.8 m lang. *c* Feuerung, 0.9 qm. *d* Arbeitsöffnungen, 0.4 m breit, 0.25 m hoch. *e* Arbeitsöffnung, 0.25 m breit; unter der Arbeitsöffnung *f* eine Eisenplatte mit Abflussschlitz für den Stechherd *b*. *g* Feuerbrücke, 0.9 m breit. Rost 1.5 m unter dem Gewölbe und 0.9 m unter der Feuerbrücke. Gewölbhöhe über dem Herde an der Feuerbrücke 0.85 m, am Fuchse *h* 0.5 m. *i* Reservoir zur Aufnahme des Steines. *k* Schlackenrinne. *l* Schlackenbassin ausserhalb des Gebäudes.

Fig. 13.

Schmelzen einer Charge von 2133.6 kg geröstetem Erze bei geschlossenen Thüren während 2—3 St., wobei reichlich Blei ausfliesst durch Wirkung des Geschwefelten aufs Oxydische, Einmengen von Kalk und Culm behufs Trocknens, Ausbreiten der Charge, Einbringen von 50—100 kg altem Eisen vor das Stichloch, Einschmelzen der Massen bei geschlossenen Thüren, Abstechen von Blei und Stein, welch letzterer durch einen Schlitz im Stechherde in einen Vortiegel gelangt, Erweiterung der Stichöffnung, sobald sich Schlacke zeigt, und Ablassen derselben durch die Rinne *k* in ein Bassin *l* im Freien. Chargendauer 8 Stunden. Brennmaterialverbrauch 380—430 kg pro 1000 kg Erz. Rösten des Steines und nochmaliges Schmelzen zur Ausziehung von Blei und Silber und Erzeugung eines Steines mit 8—15 Proc. Kupfer. Das antimon- und kupferhaltige Blei wird behufs des Pattinsonirens in Chargen von 4267 kg in 4 St. raffinirt, die Schlacke mit $^1/_2$—1 Proc. Blei abgesetzt.

In ähnlicher Weise verschmilzt man in solchen Oefen in Flintshire Flammofenrückstände (graue Schlacken), zuweilen unter Zusatz von Silbererzen, Silber- und Goldkrätz und bleiischen Geschicken.

Peru und Mexico. In Peru[1]) verschmilzt man Bleierze unter Kochsalzzuschlag und in Mexico[2]) solche in Oefen mit langgezogenem geneigten Fuchse, auf welchem die Röstung stattfindet.

---

2. Abschnitt.

Bleigewinnung in Herdöfen.

Anwendbarkeit. **12. Allgemeines.** Die Herdöfen[3]), niedrige aus Gusseisen hergestellte und wohl mit Mauerwerk umgebene Gebläseöfchen, erfordern mindestens eben so reine Erze, als die Flammöfen für Röstreactionsarbeit, und finden auch in denselben ähnliche chemische Vorgänge jedoch mit dem Unterschiede statt, dass im Herdofen die Reaction unmittelbar auf die Oxydation folgt, im Flammofen aber in beträchtlichen Zwischenräumen. Theorie der Processe. Der auf einer Brennmaterialunterlage der Form sich allmählich nähernde und glühend werdende Bleiglanz erleidet durch die Gebläseluft eine Röstung, es entsteht unter Entwickelung von schwefliger Säure erst Unterschwefelblei, dann Bleioxyd und Bleisulfat. Kommt nun die Beschickung ins Bereich der Form, so wirken die erweichten Massen derartig auf einander ein, dass das Bleisulfat sich mit noch vorhandenem Schwefelblei zu metallischem Blei umsetzt (S. 4). Auch

---

1) Percy, Lead, p. 271. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 357. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 136. Kerl, Met. 2, 94. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 297.

können die eisernen Herdwände entschwefelnd und reducirend einwirken. Da bei zu hoher Temperatur durch eintretenden völligen Fluss die Massen ganz ähnlich wie im Flammofen (S. 6) weniger auf einander reagiren, so sucht man einer zu starken Steigerung der Hitze dadurch entgegen zu wirken, dass man in gewissen Zwischenräumen den Wind abstellt und die Masse behufs Abkühlung und auch zur Absonderung des Haltigen vom Unhaltigen aus dem Herde auf die Herdplatte zieht und das Haltige wieder zurückbringt, oder nur am Tage arbeitet, ein leichtes Brennmaterial, wie Holz und Torf und keine Steinkohlen u. s. w. anwendet. In Nordamerika arbeitet man Tag und Nacht, indem der zu grossen Hitzesteigerung dadurch entgegen gewirkt wird, dass man den Herden doppelte Eisenwände giebt, diese durch Einleiten kalter Gebläseluft kühlt und den erhitzten Wind in den Herd leitet, wobei gleichzeitig eine Brennstoffersparung eintritt. Aber es wird dadurch die Bleiverflüchtigung begünstigt und die Arbeit ungesunder, was nach Gruner bei einer Wasserkühlung nicht der Fall sein würde.

Vergleichung von Herd- und Flammöfen.

Der Bleiherd hat vor den Flammöfen die Vorzüge der Einfachheit, billigeren Herstellung und Unterhaltung, namentlich aber eines bedeutend geringeren Brennstoffaufwandes, und es können mindere Brennstoffe (Holz in Nordamerika, Torf in Nordengland und Schottland) verwandt werden; auch die Production ist grösser als beim Kärnthner Ofen. Dagegen bedarf es eines Gebläses, reinerer Erze und geschickterer Arbeiter; wegen lebhafterer Bleiverflüchtigung (als Metalldampf und Schwefelblei) ist das Ausbringen geringer, und es sind deshalb unter sonst gleichen Umständen, namentlich gleichem Bleigehalte der Erze, bei der Wahl zwischen Flamm- oder Herdofen hauptsächlich Qualität und Preis des Brennmateriales entscheidend. Wo z. B. Steinkohlen theuer sind, Torf aber billig, kann der Herdofen dem Flammofen vorgezogen werden (Nordengland). Die Herdöfen erfordern zur Verminderung des Bleiverlustes ein möglichst umfangreiches Rauchcondensationssystem (z. B. zu Nenthead bei Alston). Damit die Arbeiter vom Bleirauche nicht belästigt werden, bedarf es eines wirksamen Abzuges für denselben. Auf mehreren Hütten (Bleiberg, Přibram) hat man den im Herdofen versuchsweise ausgeführten Process wegen dessen Ungesundheit früher aufgegeben. Bei neueren vergleichenden Versuchen im Bleiherde und Kärnthner Ofen in Kärnthen[1]) betrug der Bleiverlust in ersterem 7.48 Proc., in letzterem 3.93 Proc., die Schmelzkosten pro Centner Blei resp. 73.3 und 99 Kr., und stellten sich die Gesammtkosten im Bleiherde um $50\frac{1}{2}$ Kr. höher, als im Flammofen. Bei zweckmässigerer Aufarbeit der Krätzen hätte sich das Resultat für den Herdofen günstiger gestellt. Ein Versuch zwischen Erzherd und englischem Flammofen zu Greenside in Westmoreland fiel zu Gunsten des ersteren aus.[2]) In Südwest-Missouri bringt der Flammofen 2 bis 3 Proc. Blei mehr aus, als der Herd; bei 75.75 Proc. Blei der Probe nach wurden nur 67 Proc. in letzterem ausgebracht.

Fritten der Schliege.

Da die Schliegform der Erze im Herdofen unerwünscht ist, so werden auf einigen englischen Hütten die Schliege behufs einer Agglomeration kurze Zeit (z. B. etwa 2 Stunden zu Nenthead) im Flammofen erhitzt (geröstet), wobei der Brennmaterialverbrauch steigt und somit der Hauptvortheil gegen die eigentliche Flammofenarbeit verloren geht. Eine anhaltendere Röstung, wie sie früher bei dem schottischen Processe ausgeführt wurde, ist nicht mehr üblich.

Röstung.

Verarbeitung der Flammofenrückstände.

Als geröstete Substanzen sind die in den Schlackenherden häufig verschmolzenen Flammofenrückstände anzusehen, bei deren Zugutemachung noch andere chemische Vorgänge stattfinden, als bei Behandlung roher Bleiglanze in Herdöfen. Für reichere, kieselsäurearme, poröse Flammofen-

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 406. 2) Percy, Lead, p. 284. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 134. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 434; 1875, S. 377.

rückstände eignet sich am besten der englische Schlackenherd mit 1 Form, dagegen für kieselerdereichere dichte Schlacken, welche zur Abscheidung des Bleies aus dem Silicate einer höheren Temperatur bedürfen, der 3förmige spanische Schlackenherd. Rückstände der ersteren Art geben in solchen Herden zu grosse Verluste durch Bleiverflüchtigung.

Modificationen. 13. **Erzherdarbeit.** Diese kann entweder mit unterbrochenem Betriebe nach schottischem Verfahren bei ungekühlten Herdwänden und kaltem Winde oder bei continuirlichem Betriebe in Herden mit gekühlten Wänden und bei heissem Winde nach amerikanischem Verfahren geschehen. Die Erze sind seltener geröstet (frühere schottische Arbeit) als roh (schottische und amerikanische Arbeit). Die Leitung der Processe erfordert grosse Aufmerksamkeit.

Wesen derselben. 1) Schottische Bleiherdarbeit. Während früher[1]) die Erze stets in einem besonderen Flammofen während 9—10 Stunden geröstet wurden und dann erst in den Erzherd kamen, werden sie jetzt häufig roh verarbeitet oder nur behufs Agglomeration von Schliegen kurze Zeit im Flammofen erhitzt.

Beispiele. Nordengland und Schottland.[2]) Kalkige Erze mit 70—77 Proc. Blei. Erzherd (Fig. 14, 15): vorn offenes Oefchen mit gusseiserner Sohle und aus einzelnen Gusseisenbalken zusammengesetzten Seitenwänden mit meist durch einen Ventilator gespeister Form in der Hinterwand. Die Vorderseite ist oben durch den Balken *d*, unten durch den aus einem angefeuchteten Gemenge von gepulvertem Bleiglanz und Knochenasche hergestellten Damm *g* geschlossen, sonst offen. *m* Arbeitsplatte, welche auch wohl mit dem Damme und der Herdsohle aus einem einzigen Gussstück besteht. Eine Rinne *n* in der Arbeitsplatte *m* führt dem Kessel *k* das Blei aus dem 0.58 m langen, 0.53 m breiten und 0.30 m tiefen Sammelraume zu. Arbeitsplatte 0.61 m lang, 0.96 m breit mit 0.12 m Neigung. Ganze Höhe 0.76 m. Neuere Apparate haben ganz gleiche Weite. — Arbeitsverfahren: Ausbreiten von etwas Kohle auf dem von der vorigen Charge gelassenen Bleibade auf der Sohle, regelmässiges Aufbauen von Torf an der Vorderseite, Füllen des Raumes dahinter mit durch die seitliche Chargiröffnung eingebrachten Torfstücken, Anzünden des Brennmateriales durch einige vor die Form geworfene brennende Torfstücke nach angelassenem Winde, Zusatz von ein wenig Steinkohle und agglutinirtem, unvollständig

Fig. 14.

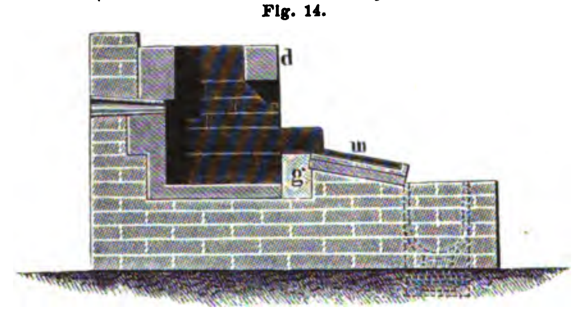
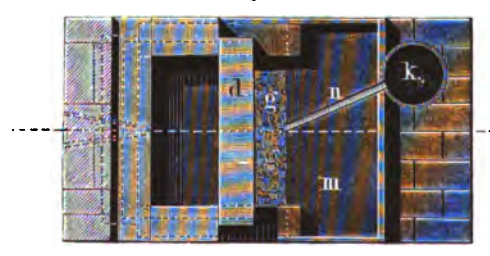


Fig. 15.



1) Kerl, Met. 2, 95. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 191. Revue univers. 1871, Bd. 29, p. 130. B. u. h. Ztg. 1859, S. 388; 1862, S. 244; 1863, S. 370. 2) Percy, c. l. p. 187. (Die hier mitgetheilte Ofenzeichnung ist ein wenig modificirt.)

entbleitem, Oxyd, Sulfat und Sulfuret enthaltendem Rückstande (Brouse, Browse, Knospe) von der vorigen Schicht hinter die Ofenbrust, worauf durch Einwirkung des Geschwefelten aufs Oxydirte Blei sich ausscheidet und aus dem Sammelherde in den Kessel überfliesst, sobald die Hälfte dieser Brouse verarbeitet; Aufbrechen der Masse im Herde mit einer Stange, theilweises Hervorziehen derselben auf die Arbeitsplatte, Aussondern der unhaltigen Schlacke mittelst einer Kratze durch einen zweiten Arbeiter und Zurückwerfen der noch bleihaltigen Brouse mit etwas Kalk und frischem Erze (Bouse) auf vor die Form frisch aufgegebenen Torf, wobei durch den Einfluss von Kalk und Kohle die Brouse zerlegt wird, der frische Bleiglanz aber abröstet, durch Reaction von Bleisulfat auf Schwefelblei Blei aussaigert und in der höheren Temperatur vor der Form neue Brouse entsteht; Vorziehen der aufgebrochenen Masse auf die Arbeitsplatte und so fort; zuletzt mehrmaliges Behandeln der Brouse ohne Erz aufzugeben; Schäumen des Metalles im gefüllten Bleikessel; Verschmelzen der Schlacken im Schlackenherde; Zusammenfritten des gewaschenen Rauches und Behandeln im Schachtofen oder Bleiherde gemeinschaftlich mit Erz. Ausbringen zu Keld-Head in Yorkshire: von 9753.6 kg Erz erfolgten mit 342.5 kg Steinkohle (und 870 l Torf) 7266.6 kg Blei und 641.4 kg Schlacken bei 77.44 Proc. Ausbringen. Für dieselben Erze betrug das Ausbringen im Herdofen 67.8 Proc., im Flammofen 68.4 Proc., während sich die Kosten der Verhüttung wie 1 : 1.7 verhielten bei dermaligen verhältnissmässig hohen Kohlenpreisen.

Nach Forster[1]) hat man neuerdings im modificirten schottischen Herde namentlich durch continuirliche Arbeit eine grosse Ersparung an Zeit und Brennmaterial bei um 4 Proc. gesteigertem Ausbringen gehabt. Die Kosten einer Tonne (1015 kg) Blei im alten Ofen betrugen 10 sh. 2 d., im neuen 7 sh. 5 d.

2) Nordamerikanische Bleiherdarbeit.[2]) Aus dem Backwood's Herd ohne Gebläse hervorgegangen, hat der zur Verarbeitung roher Bleiglanze mit Holz und heisser Gebläseluft zuerst zu Rosie im Staate New-York und jetzt noch im Gebiete des oberen Mississippi (nördliches Illinois, südliches Wisconsin, östliches und südwestliches Missouri und Iowa) häufig angewandte Herd (Rosieofen) nachstehende Construction (Fig. 16, 17): Anwendung.

a Bleireservoir, 0.6 qm, 0.3 m tief mit 50 mm starkem eisernen Boden und solchen Seitenwänden. *b* Arbeitsplatte 0.56 m lang und 0.81 m breit mit zum Bleibassin Beispiele. Rosie.

Fig. 16.

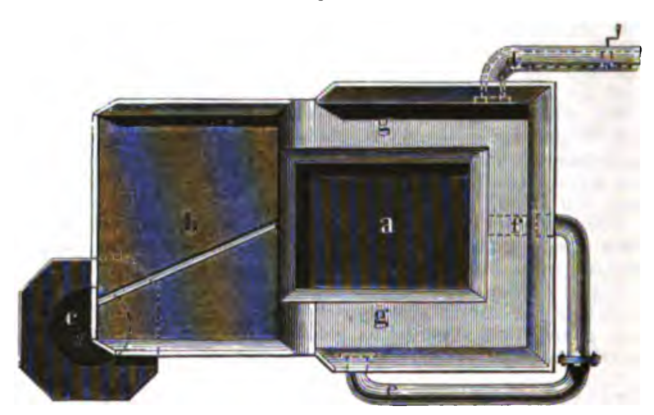


c führender Rinne. *g* hohler Eisenkasten von 0.35 m Höhe über *a*, in welchen der Wind durch *d* eintritt, sich darin erwärmt, dann durch das Rohr *e* in die Düse *f*, 50 mm über dem Reservoir *a*, gelangt. — Arbeitsverfahren: Füllen des Herdes mit flüssigem Blei; Einwerfen von einigen Holzstücken von 26 mm Durchmesser und 418 mm Länge vor die Formen auf das im Herde *a* befindliche Blei, Aufstürzen der Beschickung (10—15 kg Bleiglanz nebst etwas Flussspath), so dass der Kasten *g* nahezu voll ist, Anlassen des Windes, nachdem glühende Kohlen vor die Form ge-

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 184. 2) Kerl, Met. 2, 98. B. u. h. Ztg. 1863, S. 370; 1869, S. 136; 1875, S. 377, Taf. 8, Fig. 16 u. 17; 1876, S. 19, 187.

worfen, Oxydation des Bleiglanzes und Wirkung des Oxydischen aufs Geschwefelte unter Bleiausscheidung während 4—5 Min., Aufbrechen und Mengen der Charge mit einem langen Schüreisen, dann Auflockern mit einem langen flachen Spaten, damit die Gebläseluft durchziehen kann, Hervorziehen der Beschickung unter Abstellung des Windes zum Schutze der Arbeiter, Absondern des Unhaltigen, Einwerfen von Holz

Fig. 17.



in Front der Form, Zurückbringen der abgekühlten Beschickung mit der gehörigen Menge frischen Erzes, Wiederanlassen des Windes und Wiederholung des Ausräumens und Beschickens alle 10 Min. Ausbringen von 3267.8 kg Blei aus 454 000 kg Erz in 24 Stunden bei $1^3/_4$ Doll. Kosten pro Tonne (1016 kg), Verbrauch von 1 Thl. Holz auf 2.6 Thle. Blei. Man hat Bleiverluste bis zu 24 Proc. beobachtet.[1]) Es sind immer zwei Arbeiter vor einem Herde beschäftigt. — In Südwest-Missouri verarbeitet man in 24 St. mit Holzkohlen 4500 kg Bleiglanz bei 68 Proc. Ausbringen auf 3050 kg Blei, während der Flammofen (S. 15) etwas mehr giebt, weil die Schlacke des Herdes weniger flüssig ist und mehr Blei zurückhält; diese wird zerkleint, verwaschen und im Herde verarbeitet; die dabei erfolgende ärmere Schlacke mit noch 30—40 Proc. Blei verschmilzt man in einem 4eckigen Gebläseofen von 2.51 m Höhe und 63—94 cm im Quadrat. Schmelzkosten pro 1000 kg Blei etwa 10 Dollars. — Als Verbesserungen sind eingeführt: Nichtaufbrechen der Charge im hinteren Herdtheile, Mitverwendung von Holzsplittern und Hebung, wie bemerkt, der Charge von der Front ab mit einer geraden Schaufel zum Durchblasen des Windes; Erfolg von 1000 kg Blei in 6—8 St. mit 2 Schmelzern und 1 Gehülfen.

Bleiberg. Kärnthen.[2]) Im Jahre 1843 (S. 15) und dann in neuester Zeit (S. 15) sind zu Bleiberg Versuche im nordamerikanischen Herde angestellt, welche meist einen pecuniären Vortheil zu Gunsten des Flammofens ergeben haben; 1877 waren 2 Herdöfen zeitweilig im Gange.

Přibram. Přibram.[3]) Im Jahre 1850 angestellte Versuche in einem Herde mit zwei Formen wurden wegen zu hohen Bleiverbrandes (24 Proc. von dem in den Erzen enthaltenen Blei) und wegen zu ungesunder Arbeit, beides wohl in Folge nicht genügender Vorrichtungen zur Ableitung und Condensation des Rauches, wieder unterbrochen.

14. Schlacken-Herdarbeit. Man bedient sich

Englischer Bleiherd. 1) des englischen Schlackenherdes für die kieselsäureärmeren und bleireicheren Rückstände aus den englischen Flammöfen (S. 18) und dem schottischen Herde (S. 28) — Gemenge von Schwefelblei, Bleioxyd und Bleisulfat mit schwefelsaurer Kalk- und Baryterde, Zink- und Eisenoxyd u. A. — Diese Substanzen werden zur Ausziehung ihres

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 434. 2) B. u. h. Ztg. 1854, S. 22; 1869, S. 406. Leobener Jahrb. 1851, Bd. 1, S. 238; 1852, Bd. 2, S. 262. Kerl, Met. 2, 161. Oest. Ztschr. 1878, Nr. 26. 3) Kerl, Met. 2, 103. Oest. Ztschr. 1856, S. 341.

Bleigehaltes in Herden mit eisernen Wänden (ihre poröse Beschaffenheit soll der Verarbeitung in höheren Oefen, für welche sich mehr die einer höheren Temperatur bedürftigen kieselerdereicheren Schlacken eignen, Schwierigkeiten entgegensetzen) unter Zuschlag von Steinkohlenasche, thonigen Flammofensohlen und reichen Herdschlacken bei Cokes oder Torf durchgeschmolzen. Dabei werden die basischen Bestandtheile (Kalk, Baryterde, Eisenoxydul u. s. w.) von den zugeschlagenen sauren (Steinkohlenasche, Flammofensohlen) verschlackt, Schwefelblei und Bleisulfat können durch Reaction noch einen Theil Blei geben, werden sonst aber durch die Kohle und das Eisen der Herdwände zerlegt. Aus den Sulfaten von Blei und Kalk wird die Schwefelsäure durch Kieselsäure ausgetrieben und das gebildete Bleisilicat wieder durch Eisenoxyd und Kalk unter Abscheidung von Bleioxyd zerlegt; Bleisulfat kann durch Kohle in Sulfuret verwandelt und aus diesem durch die eisernen Ofenwände Blei abgeschieden werden.

Beispiele. England. Der Schlackenherd hat nachstehende Construction (Fig. 18, 19): *a* Herdraum, 1 m hoch, 0.7 m lang und 0.5 m breit mit gusseiserner Sohlplatte, eiserner Vorwand, eiserner Rückwand bis zur Form, welche 0.5 m über der Sohlplatte liegt, und gemauerten Wangen, welche auf gegossenen eisernen Balken ruhen. Bei der älteren Einrichtung wird die Ofensohle in der durch punktirte Linien angedeuteten Gestalt aus gepulverten Cokes festgestampft und die geschmolzene Masse von Zeit zu Zeit in die Pfanne *b* abgestochen, von wo dann die Schlacke durch *c* in das durch die Rinne *n* mit Wasser gespeiste Bassin *d* abfliesst, während das Blei in den Herd *g* abgestochen wird. Bei der neueren Einrichtung[1]), z. B. zu Keld-Head in Yorkshire, wird die Sohle mit einer gegen die offene Brust geneigten Lage Cinder versehen und erstere darüber durch Thon bis auf einen Schlitz zum Schlackenabfluss verschlossen. Während nun das Blei durch die Cinderschicht wie durch ein Filter sickert und auf der Sohle abfliesst, gelangt die Schlacke auf der Cinderlage durch den bezeichneten Schlitz in der Brust nach aussen in das durch eine vertikale Scheidewand in zwei Abtheilungen getheilte Bassin *b*, dessen eine vor der Ofenbrust befindliche Abtheilung ebenfalls eine Cinderlage enthält. Während durch diese das Blei hindurchsickert und durch eine Oeffnung in der Scheidewand in die zweite kleinere Abtheilung gelangt, fliesst die Schlacke über den Cindern weg in das Wasser-

Fig. 18.

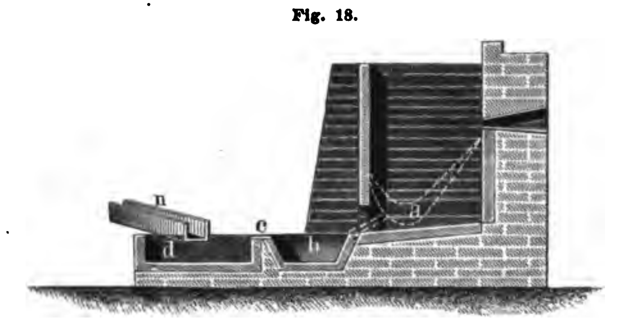
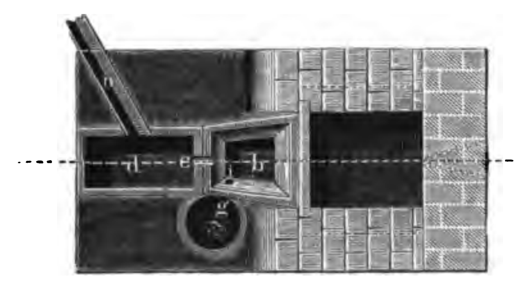


Fig. 19.



1) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk., S. 289, 414. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 118.

bassin *d*. Der Herd steht unter einem Rauchfange und über der eisernen Vorwand befindet sich die Chargiröffnung. — Arbeitsverfahren: Füllen des Herdes mit Torf, Anzünden desselben, Chargiren von 50 kg Cokes und Beschickung (Flammofenrückstände oder graue Schlacke, anfangs mit Schlacke von der Arbeit selbst oder mit schwarzer Schlacke und halbgeschmolzenen Rückständen oder Brouse), welche am besten nicht über 35 Proc. Blei enthält, Herstellung des Schlackenstiches in der mit Thon theilweise geschlossenen Brust, Ausschöpfen des Bleies aus der kleineren Abtheilung. Die Erfolge schwanken je nach der Beschaffenheit der Rückstände. Die erfolgenden Schlacken (schwarze Schlacken) werden abgesetzt. Zu Keld-Head (S. 31) setzt man in dem alten Herde 2285 kg Rückstände mit 457 kg Cokes in 6 Stunden bei 406 kg Bleiausbringen durch, im neuen 4062 kg Rückstände in derselben Zeit mit 457 kg Cokes bei 914 kg Bleiausbringen. Aehnlich ist der Process zu Deebank in Flintshire, die reichen Schlacken gehen ins Schmelzen zurück, die armen granulirten werden aufbereitet oder im Castilianischen Ofen verschmolzen. — In Illinois und Missouri[1]) schmilzt man Herd- und Flammofenrückstände im Schlackenherde bei billigeren Anlagekosten und grösserer Production als im Schachtofen.

Spanischer Schlackenherd.

2) Castilianischer oder spanischer Schlackenherd.[2]) Derselbe, von rundem Querschnitt mit 1.07 m Durchmesser und von 1.6 m Höhe, hat 3 Formen behufs Erzeugung einer höheren Temperatur für dichte geflossene, theilweise silicirte Flammofenrückstände (z. B. von Alport S. 18) oder Schlacken aus dem englischen Schlackenherd, welche sehr dicht sind und das Blei zum Theil an Kieselsäure gebunden enthalten (Alport S. 18). Zur Ausscheidung des Bleies aus dem Silicate fügt man eisenoxydhaltige Substanzen, z. B. Schmiedesinter, und zur Beförderung des Flusses Flussspath zu. Die Sohle des Ofens hat eine schräg abfallende Cinderlage, durch welche das Blei hindurch sickert und in ein Bassin gelangt, während die Schlacken über demselben wegfliessend seitlich in ein Wasserreservoir geleitet werden. In 12 Stunden setzt man 7000 kg Schlacken mit etwa 8 Proc. Blei mit 825—1000 kg Cokes durch.

Man hat die Arbeit in England wieder aufgegeben, weil die Flammofenrückstände zu reich für den Herd waren, indem Singulosilicatschlacken mit bis 10 Proc. Blei bei dieser Arbeit erfolgten.

---

3. Abschnitt.

Bleigewinnung in Schachtöfen.

Anwendbarkeit.

15. Allgemeines. Dem Schachtofen werden meist kieselsäurereichere oder mit anderen Schwefelmetallen verunreinigte Erze übergeben, welche sich entweder für den Flammofen gar nicht eignen oder nur unter ganz besonders günstigen lokalen Verhältnissen in letzterem verarbeitet werden können (S. 3).

Schmelzmethoden.

Es lassen sich nachstehende Methoden unterscheiden:

Niederschlagsarbeit.

a) Niederschlagsarbeit, Zerlegung roher Bleierze durch metallisches Eisen oder sich zu solchem theilweise reducirende eisenhaltige Substanzen (Eisenfrisch-, Puddel- und Schweissofenschlacken, eisenreiche Kupfererz- und Bleisteinschlacken, geröstete Roh- und Bleisteine, reiche

---

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 187. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 388, 419; 1862, S. 243; 1863, S. 254. Kerl, Met. 2, 72. Rev. univers. 1861, p. 94; 1871, Bd. 29, p. 122.

Eisenerze, Kiesabbrände); geeignet für von fremden Schwefelmetallen möglichst freie silberarme Bleiglanze mit erdigen, namentlich quarzigen Gangarten und einem geringen, aber nutzbaren Kupfergehalte bei niedrigen Preisen für die eisenhaltigen Zuschläge und Mangel an billigem rohen Brennmaterial für eine Röstung der Erze.

b) Röstreductionsarbeit (ordinäre Bleiarbeit). Rösten der Erze und reducirend-solvirendes Schmelzen; sowohl für erdige als an fremden Schwefelmetallen reiche, silberarme und silberreiche, kupferarme oder kupferfreie Erze. Röstreductionsarbeit.

Trotzdem das Rösten des Erzes besonderes Brennmaterial kostet, kann der Process vortheilhafter sein, als die Niederschlagsarbeit, wegen erforderlichen Eisenzuschlages und Steinröstung bei letzterer und grösserer Strengflüssigkeit der Beschickung, welche mehr Brennstoff erfordert und geringere Production veranlasst (Harzer Versuche), weshalb man vielfach von der Niederschlagsarbeit zur Röstreductionsarbeit übergegangen ist (Přibram, Ems u. s. w.).

c) Combinirte Niederschlags- und Röstreductionsarbeit. Rösten von an Schwefelmetallen nicht zu reichen Erzen und reducirend-solvirendes Schmelzen bei Eisenzuschlag. Combinirter Process.

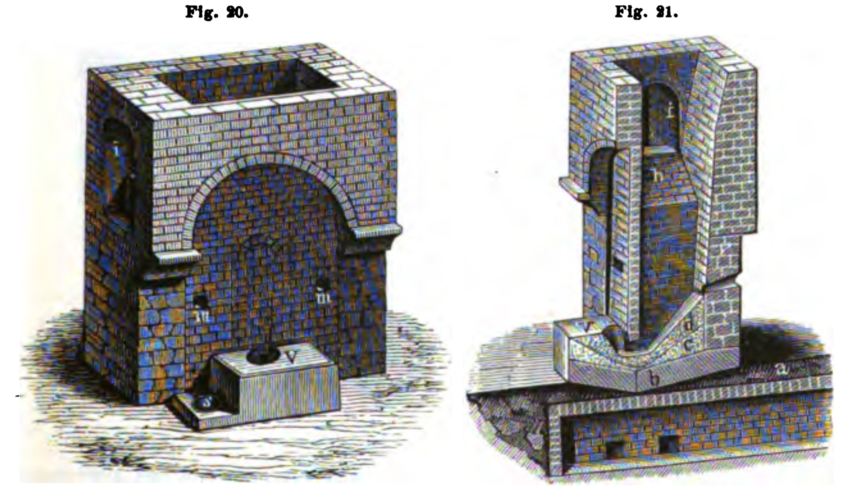
Lokalverhältnisse, namentlich Materialpreise, können bei der für einen Process sonst geeigneten Erzbeschaffenheit die Wahl eines anderen Processes bedingen.

16. Schmelzöfen. Es kommen seltener Zugschachtöfen[1]) (Spanien, Frankreich), als Gebläseschachtöfen[2]) zur Erzeugung höherer Temperaturen in Anwendung, welche in nachstehenden Punkten Abweichungen[3]) zulassen: Ofenarten.

1) Innere Gestalt, und zwar: Innere Gestalt.

a) Prismatischer (quadratischer, oblonger, trapezoidaler) Quer- Gerade Ofenwände.

Fig. 20. Fig. 21.



a Fundament. *b* Sohlstein von Sandstein. *c* Lehmsohle. *d* Gestübbesohle. *v* Vorherd. *s* Stechherd. *i* Chargiröffnung. *h* Abrutschfläche. *m* Feuchtigkeit-Abzugscanäle.

schnitt mit geraden Wänden (Unterharz, Schemnitz, Tarnowitz, Stolberg, Call, Oberharzer Steinöfen Fig. 20, 21).

1) Kerl, Met. 2, 106, 242. 2) Effect der Schachtöfen in B. u. h. Ztg. 1868, S. 101. 3) Kerl, Allg. Hüttenk. S. 238.

Diese Oefen sind hinsichtlich der Herstellung bequem und billig, weil es keiner besonders geformten Steine bedarf, aber Brennmaterialverschwendung und Bleiverflüchtigung begünstigend, indem beim Chargiren in getrennten vertikalen Säulen Gase und Dämpfe unbehinderter an den Seitenwänden und in der Kohlensäule aufsteigen.

Verengerung nach oben.

b) Prismatischer Querschnitt, im Formniveau weit und namentlich von grosser Tiefe, mehr oder weniger jähe Verengerung des Schachtes nach oben (Vogl'sche Construction).[1])

Bei dieser Construction, welche den meisten älteren Oefen zu Grunde liegt (Freiberg, Oberharz, Joachimsthal, Přibram u. s. w.) und gegen frühere schlechtere Constructionen sich auch wohl bewährt hat (z. B. in Neusohl[2])), sollen bei der grossen Tiefe des Ofens in der Formgegend die Schmelzproducte einen längeren Weg bis zum Abfluss machen und sich dabei vollständiger separiren, die aufsteigenden Dämpfe und Gase ihre Geschwindigkeit an der Böschung der Vorwand

Fig. 22.

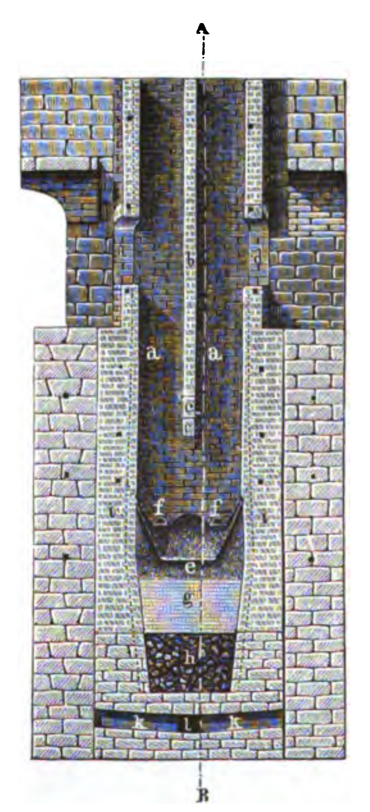
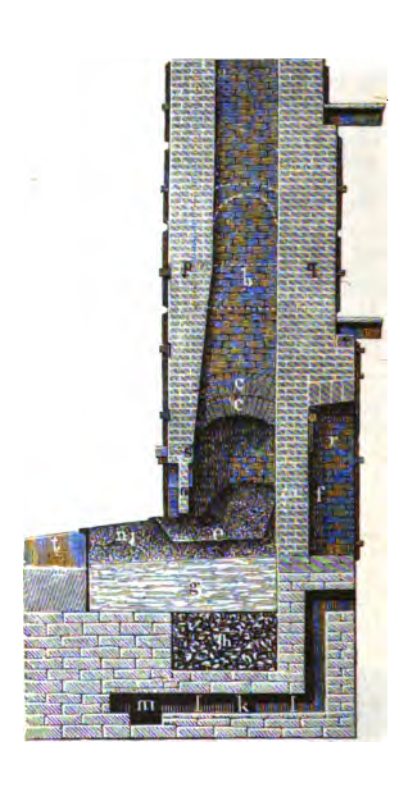


Fig. 23.



a Ofenschacht, durch den auf den Gewölben *c* ruhenden Schachtscheider *b* in zwei Abtheilungen getheilt. *d* Chargiröffnungen. *k*, *l*, *m* Feuchtigkeitsabzüge. *h* Schlackensohle. *g* Lehmsohle. *e* Gestübbesohle, in den Vorherd *n* hineinragend. *t* Schlackentrifft. *i* Ulmen. *p* Stirnwand. *q* Brandmauer. *r* Formgewölbe. *f* Formen. *o* Brustmauer. *s* Räumöffnung. *v* Beschickungsboden.

verlieren und deshalb im Ofen mehr zurückgehalten werden. Diese Construction, z. B. der Freiberger Doppelöfen (Fig. 22, 23), beginnt der nachfolgenden immer mehr

1) B. u. h. Ztg. 1855, S. 1 u. f. 2) Ber. über d. 2. Versamml. d. Berg- u. Hüttenmänner in Wien 1862, S. 97.

zu weichen, da die Zerstreuung der Hitze in dem weiten Schmelzraume ein weniger vollständiges Ausschmelzen des Bleies herbeiführt (es erfolgen bleireiche Steine und reichere Schlacken) und die starke Verengerung des Schachtes nach oben die Geschwindigkeit der Gase erhöht und bei reichlicher Ofenbruchbildung leicht Unregelmässigkeiten des Ofenganges veranlasst.

Erweiterung nach oben.

c) Oblonger, elliptischer oder kreisförmiger Querschnitt mit nach oben erweitertem Ofenschachte. Diese neueren Ofenconstructionen zum Grunde liegende Gestalt (Oberharz, Freiberg, Ems, Přibram, Braubach u. s. w.) lässt bei dem engeren Schmelzraume und einer zweckmässigen Vertheilung der Formen eine Concentration der Hitze — deren schädlichem Einflusse auf das Ofenbaumaterial durch zweckmässige Kühlung der Ofenwände entgegen gewirkt wird — und damit ein vollständigeres Ausbringen des Bleies bei armen Schlacken zu (eine zu weit getriebene Verengerung des Gestelles kann zu einer zu kräftigen Eisenreduction führen), der nach oben erweiterte Schmelzraum vermindert die Geschwindigkeit der ausziehenden Gase und somit die Flugstaubbildung, und das Ansetzen von Ofenbrüchen wird erschwert, weil dieselben von der herabgleitenden Beschickung weggerieben werden.

Raschetteofen.

Um die Einführung dieser Ofenconstruction zunächst auf Eisen-[1]) und Kupferhütten[2]) hat sich von Raschette mit seinem Ofen von oblongem Querschnitte und mit wechselständigen Formen in den langen Seiten das grösste Verdienst erworben.

Der erste Bleiofen der Art wurde zu Altenauer Hütte[3]) auf dem Oberharze (Fig. 24 u. 25 [s. f. S.]) erbaut, worauf man denselben dann auf den übrigen Oberharzer Werken einführte, sowie auch auf anderen Bleihütten (Ems[4]), Stolberg) und Kupferhütten (Saalfeld[5]), Mansfeld[6]), Elbuferkupferwerk[7]), Fahlun[8]), wenn auch nur vorübergehend, in Ausführung brachte. Auf deutschen Eisenhütten hat derselbe kein Glück gemacht, nachdem die ersten Versuche damit zu Mühlheim a. Rh.[9]) nicht befriedigend ausgefallen. Neuerdings hat Skinder[10]) dem Ofen in Russland für Kupferarbeit einen ovalen Querschnitt mit Rast und Winderhitzung gegeben. —

Zu Clausthal und Lautenthal am Harze hat man den Raschetteofen durch eine Scheidewand getheilt (Zwillingsofen) behufs Verschmelzung verschiedener Materialien.

Halber Raschetteofen.

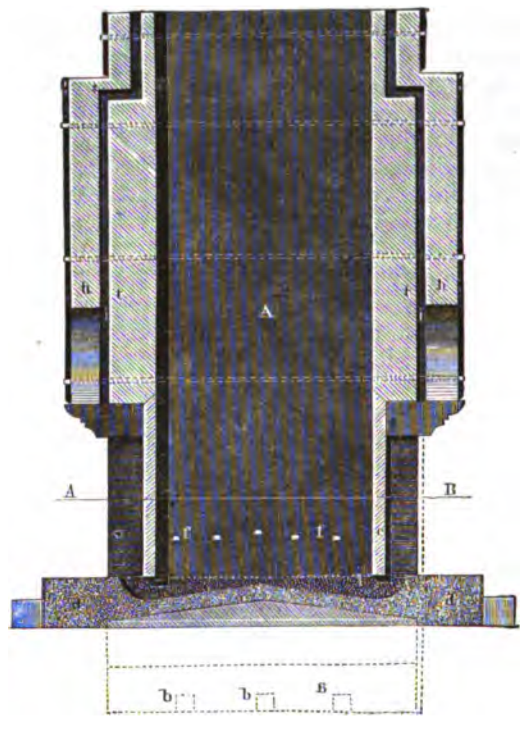
Eine Art halber Raschetteofen findet sich auf der Atlashütte bei Eureka (Nevada)[11]) als Sumpfofen (Fig. 26—28) zugestellt.

A Ofenschacht, 3 m über den Formen hoch, oben 1.37 m breit und 1.8 m tief, zwischen den Formen nur 0.9 m weit. *a* Formen mit etwas Stechen und mit Richtung nach der Vorderwand. *b* Sumpf mit Arents'schem automatischen Stiche (Heberabstich, Bleibrunnen, syphon tap), bestehend aus einer 8 cm weiten, von der Ofensohle ansteigenden Röhre *c* und dem Schöpfherde *d*, dessen Oberkante 0.1 m unter der Oberfläche des Vorherdes und etwa 0.5 m über der Herdsohle liegt. *e* und *f* Rinnen zum Schlacken- und Steinabfluss, letztere um einige cm tiefer gelegen, als erstere, wenn man nicht Stein, Speise und Schlacke zusammen in Schlackentöpfe fliessen lässt, indem man den Vorsumpf bis auf 2 Schlackenaugen verdeckt, die ab-

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 156, 270, 279, 309, 426; 1864, S. 75, 203, 210; 1870, S. 81. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 156; 1865, S. 213; 1871, S. 57. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 179, 235, 275, 349 (ältere Zeichnung); 1865, S. 19, 171; 1866, S. 152; 1867, S. 42 (neuere Zeichnung), 60, 69, 323; 1868, S. 223; 1870, S. 75; 1871, S. 27, 101. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 12; 1869, S. 346. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 389. 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 75, 152. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 202. 8) B. u. h. Ztg. 1867, S. 274, 282; 1868, S. 178. 9) B. u. h. Ztg. 1864, S. 111, 179, 209, 343; 1865, S. 20; 1867, S. 296; 1868, S. 223; 1870, S. 74. 10) B. u. h. Ztg. 1871, S. 413. 11) Preuss. Ztschr. 1879, Bd. 27, S. 161. B. u. h. Ztg. 1879, S. 426.

wechselnd geöffnet werden. *g* Vorwand. Wasserformen aus Schmiedeeisen von 7½ cm Düsenweite. — Schon am Ende des vorigen Jahrhunderts ist auf dem Oberharze[1]) ein 7förmiger rectangulärer Ofen (Redenofen) mit günstigem Erfolge in Anwendung gewesen, konnte jedoch wegen damals noch mangelhafter Gebläse, und weil der Herd nicht halten wollte, nicht im Betriebe bleiben.

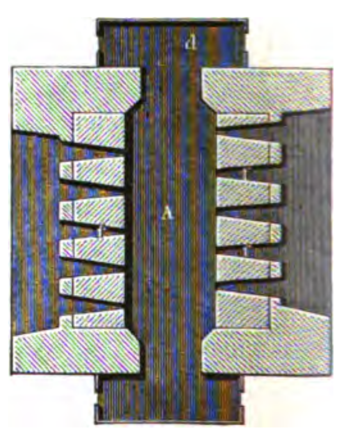
Fig. 24.



Pilz'scher Ofen.

Mit dem Raschetteofen ist neuerdings von Freiberg aus der Pilz'sche Rundofen[2]) (Fig. 29) in Concurrenz getreten,

Fig. 25.



A Ofenschacht. *a b* Feuchtigkeitscanäle. *c* Sohlstein. *d* Vorherd von Gestübbe. *e* Vorwand. *f* Formen, wechselständig. *h* Rauchmantel. *i* Rauchcanal.

ein freistehender, nach oben sich erweiternder Ofen mit kreisrundem oder achteckigem Querschnitte und gleichmässiger Vertheilung mehrerer (3—12) Formen nach Sefström'schem Principe.

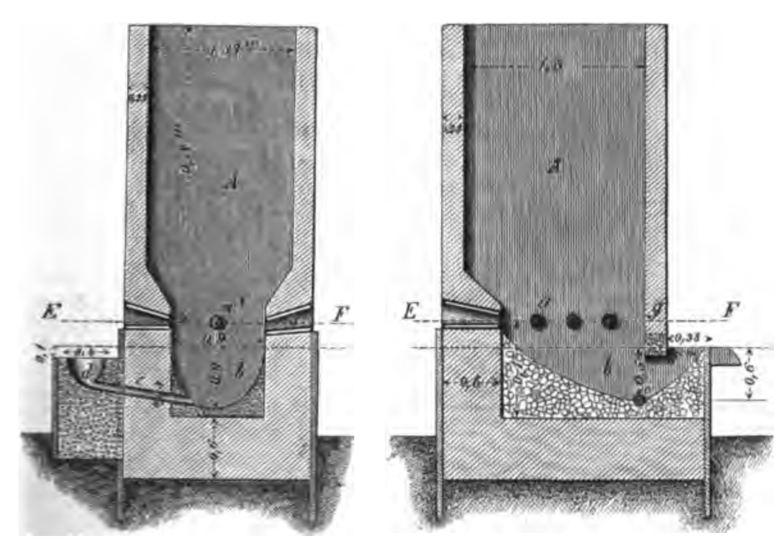
Diese Oefen haben den älteren (S. 33, 34) und zum Theil auch den Raschetteöfen gegenüber nachstehende Vorzüge: Wenig Raumeinnahme bei isolirter Stellung, deshalb leichte Zugängigkeit von allen Seiten, leichte Ueberwachung und bequemere Reparatur namentlich des freistehenden Gestelles, vortheilhafte Ausnutzung des Brennmateriales wegen Verminderung der Gasgeschwindigkeit nach oben und eben deshalb geringere Flugstaubbildung, grösseres Ausbringen wegen Entstehung ärmerer Schlacken und Bleisteine in dem engeren Schmelzraume, geringe Bildung von Ofenbruch wegen Herabrutschens der Beschickung auf den schrägen Wänden, bequemere Abführung der Bleidämpfe, grössere Dauer wegen besserer Kühlung des Gestelles, gleichmässigerer

1) Bergmänn. Journ., Freiberg 1788, S. 775, 842. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69, 135, 271 (Zeichnung); 1871, S. 246, 284, 315. Ann. d. min. 1875, T. 7, Taf. 9, Fig. 4.

Gang und grosse Production. Zur Steigerung der letzteren hatte man anfangs Oefen mit 6—8, in Nevada selbst mit 12 Formen bei verhältnissmässig weitem Querschnitte in der Formgegend (Freiberg[1]), Přibram[2]), Brau-

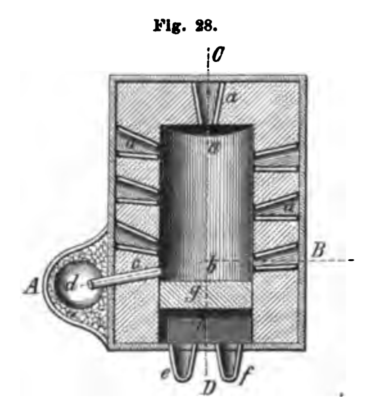

Fig. 26.


Fig. 27.



bach[3]), Oberharz[4]), Ems, Utah, Nevada[5]), Schemnitz u. s. w.). Während ein solcher Querschnitt bei leichtschmelzigen Erzen zulässig war, hat man bei zu grossen Querdimensionen, wo in der Axe des Ofens ein todter Kern bleibt, oder bei strengflüssigeren Beschickungen hier und dort (Oberharz, Unterharz, Tarnowitz[6]), Mechernich u. s. w.) den Ofenquerschnitt im Formniveau, unter Verringerung der Formenzahl auf 3—5, mit bestem Erfolge vermindert, auch wohl zur Ausnutzung alten Ofengemäuers statt freistehenden Ofens mit Eisenmantel (Fig. 29, 32) den nach oben erweiterten Schacht in das Rauhgemäuer gelegt (Aeltere Oefen auf dem Oberharze, Fig. 30, Tarnowitz). Die Ableitung der Gichtgase geschieht entweder seitlich (Freiberg, Fig. 29, Ems), und dann bei verschiedenen mechanischen Chargirvorrichtungen (Langen'sche Glocke, Fig. 29, Parry'scher und Jacoby'scher Trichter), oder durch ein Centralrohr (Oberharz,

Fig. 28.

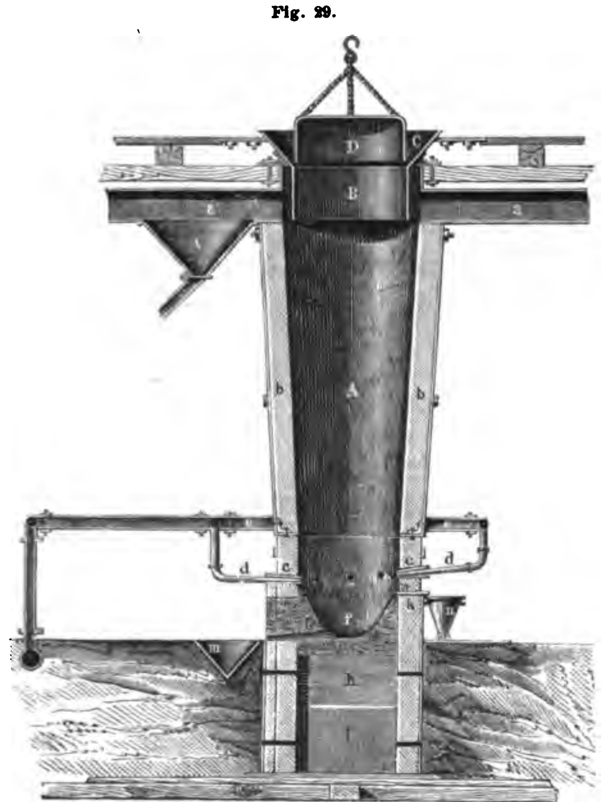


1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69, 135, 174, 271; 1871, S. 101, 246, 315. 2) Ebend. 1870, S. 414; 1874, S. 350; 1878, S. 226. Oest. Ztschr. 1879, Nr. 1 (Abbldg.) 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69. 4) Ebend. 1871, S. 101; 1876, S. 336. Preuss. Ztschr. 19, Taf. 7. 5) B. u. h. Ztg. 1872, S. 46 (12 förm. Ofen); 1873, S. 352, 364, 418, 453; 1874, S. 297, 346; 1875, S. 344. Preuss. Ztschr. 1879, Bd. 27, S. 159. 6) Preuss. Ztschr. 22, Taf. 8.

Fig. 32), welches keine mechanische Chargirvorrichtung erfordert und sehr bequem ist. Eine zweckmässige Chargirvorrichtung in Verbindung mit Flugstaubkammern ist von Hering[1]) angegeben. Der neueste Fortschritt ist eine, die Ofendauer noch bedeutend erhöhende Wasserkühlung (*x* in Fig. 32) durch Anbringung von zusammengenieteten Kühlringen[2]) aus Kesselblech von 8 mm Stärke, mit in diese eingenieteten Formhälsen versehen (Freiberg, Ems, Braubach, Přibram). Bei 1.5 m weitem Gestelle circulirt in dem hohlen Ringe von 1.5 m lichtem Durchmesser, 13 cm Weite und 50 cm Höhe Wasser (etwa 100 l pro Minute, sich auf 22° C. erwärmend), und kann man hierbei den Ofen unbedenklich ausbrennen und ohne vorhergegangene Zustellung wieder neu anlassen. Abweichungen an dem Ofen kommen noch hinsichtlich der später zu erwähnenden Zustellung (Tiegelöfen, Sumpföfen, Spuröfen, Arents'scher Selbststich u. s. w.) vor.

Beispiele. Freiberger Tiegel-Ofen (Fig. 29). *A* Ofenschacht, 6.276 m hoch, oben 2.354 und unten 1.412 m weit. *B* eingehängter Cylinder, 0.941 m hoch und 1.935 m weit. *C* Chargirtrichter. *D* Chargirglocke, 0.785 m weit, nach oben hin aufzuziehen. *a* Rauchabführungscanal, 0.471 m weit. *b* Kernschacht, 0.314 m dick mit Blechmantel umgeben, welcher durch ein combinirtes Hänge- und Tragwerk unterstützt ist und auf 8 gusseisernen Säulen ruht, so dass das Gestell frei steht. *c* Wasserformen von 78 mm Durchmesser. *d* Düsen. *e* Windleitungsrohr. *f* Herdsumpf in Gestübbe. *h* Lehmsohle. *i* Schlakkensohle. *k* zwei Schlakkenrinnen. *l* Stichcanal. *m* drei Stechherde für Werkblei und Stein. *n* Schlackentopf. *t* Trichter mit Schieber zur Aufnahme von Flugstaub. Später hat man dem Ofen in Freiberg, damit er mehr durchsetzt, einen cylindrischen Schacht von 1.726 m Weite und 3.844 m Höhe von den Formen bis zur Gicht gegeben. Wärme-Ausnutzung im Freiberger Pilzofen nach Gruner[3]) 41 Proc. Schertel[4]) hat zur Ermittelung des Grades der Brennstoffausnutzung die dem Pilzofen entströmenden Gichtgase analysirt und

Fig. 29.



1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 328. 2) Freiberg. Jahrb. 1878, S. 77; 1880 (Schertel). B. u. h. Ztg. 1878, S. 149, 164. Oest. Ztschr. 1879, Nr. 1. 3) B. u. h. Ztg. 1876, S. 92. 4) Freiberg. Jahrb. 1880.

gefunden, dass je nach der Ofenhöhe mit der Temperatur der abziehenden Gichtgase 2 Proc. oder etwas mehr Wärme verloren gehen, durch das Kühlwasser 12.7 bis 13.8 Proc. Temperatur vor den Formen etwa 1300° C., Schmelztemperatur der Bleierzschlacken 1030° C.

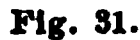
Oberharzer 5förmiger Sumpfofen mit Rauhgemäuer (Fig. 30 u. 31). *A* Ofenschacht, 5.33 m hoch. *a* Herdsohle. *b* Sohlstein. *c* Formen. *d* Rauchmantel. *e* Chargiröffnung. *f* Flugstaubkammer. *g* Vorherd mit Sumpf. *h* Stechherd. *i* Wasserzuleitung. *k* Wasserableitung. *m* Windleitung. *n* Vorderpfeiler. *o* Hinterpfeiler. *p* Kerngemäuer. *q* Formgewölbe.

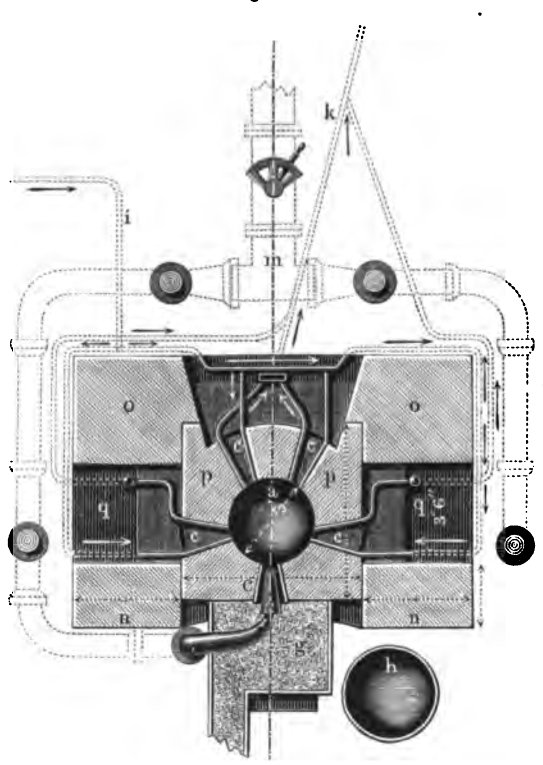
Fig. 30.

Neuere Oberharzer 4förmige Sumpföfen mit Centralrohr (Fig. 32, 33), für strengflüssigere Erze enger zugestellt. *a* Schmelzraum, an den Formen 1 m weit. *b* Sumpf. *c* gusseiserner verrippter Tragring für den Blechmantel *d*, auf Säulen *e* ruhend, welche, an den Fussplatten durch eine eiserne Sohlplatte *f* zu einem Ganzen verbunden, mittelst derselben auf dem Sohlstein *g* ruhen. *h* Mauerung, bis auf 0.9 m Höhe aus ordinären Ziegeln, weiter hinauf bei *i* aus feuerfestem Material bis 0.85 m über dem Formniveau, (darin Kühlstücke *x* anzubringen). *k* Gestübbesohle, auf 0.20 m hohem Quarzsande *l*, darunter 0.30 m ordinaire Ziegel *m*, darunter 0.25 m Lehm *n* und 0.65 m Schlacken *o* auf der Sohlplatte *f*. *p* Wasserformen, mit dem Hauptwindrohre *q* in Verbindung durch die Düsen *r*, indem die konische Düse *r* mit oberer Oeffnung in Oeffnungen des vertikalen Windrohres eingesetzt wird und beim Drehen dasselbe mehr oder weniger verschliesst (einfache Formen bei Kühlkästen *x*). *s* Centralrohr von 0.5 m Weite, bis 0.8 m in die Gicht ragend und nach oben in Flugstaubkammern endigend. *t* oberer Theil des Schachtes aus Blech ohne Ziegelfutter. *u* Vorherd. *v* Schlackentrifft. *w* Stechherd von 0.92 m Weite für Werkblei und Stein. Hauptdimensionen: Höhe von der Sohlplatte bis zur Gicht 7.95 m, bis zu den Formen 2.35 m, Höhe von den Formen bis zur Gicht 5.60 m, ganze Höhe von der Formhöhe 4.98 m, Sumpftiefe 0.75 m, Durchmesser an den Formen 0.90 m, an der Gicht 1.68 m.

Die Přibramer Oefen mit 5 Formen haben einen steileren Schacht als die Freiberger (Weite oben 2.37 m, im Kohlensacke 2.21 m); das Gestell umgiebt eine Kühlwasser führende Röhre von rechteckigem Querschnitte, welche aber nicht ganz herumläuft. Die Gicht ist durch einen Parrytrichter mit Kegel geschlossen und man arbeitet mit viel Wind bei geringer Pressung, wodurch unter Brennstoffersparung eine bessere Abscheidung der Schlacke erzielt wird. Der 1872 angeblasene 7förmige

Ofen producirt 6—7 Mal so viel, als die alten 2förmigen Oefen, verarbeitet in 24 St. 40—45 t Gesammtbeschickung mit 5—5.6 t Brennstoff (40 Proc. Holzkohlen und 60 Proc. Cokes) bei Schlacken mit 1.5 Proc. Pb und 0.0023 Proc. Ag. Der neueste 5förmige Ofen[1]) aus dem Jahre 1878 ist (bei 10 000 Gulden Kosten) von der Hüttensohle bis zur Gicht 8.850 m hoch, im Gestelle 1.4, im Kohlensacke 1.8 und an der Gicht 2.2 m weit. Der Rauhschacht von 4.60 m äusserem Durchmesser ist 450 mm stark, aus gewöhnlichen Mauerziegeln ausgeführt, von einem Eisenblechmantel von 6 mm Stärke umgeben und durch eine 100 mm breite Isolirschicht vom Kernschachte aus feuerfestem Materiale getrennt. Das Schachtgemäuer ruht auf 6 gusseisernen Säulen. Das Gestell, unten 600, oben 400 mm stark, wird durch 3 Reihen Gestellstücke gekühlt, durch welche Wasser fliesst, und sind schmiedeeiserne Wasserformen vorhanden. Die Gicht schliesst ein Parry'scher Trichter bei seitlicher Ableitung der Gase in mit Sicherheitsklappen versehene Flugstaubkammern und das Chargiren geschieht aus Wagen mit auf der Axe festem Bodenkegel, über welchem mittelst Hebels die cylindrische Wandung emporgehoben wird. Die Düse mit Schlitz lässt sich durch Drehen mit dem vertikalen Windrohre in Verbindung setzen und nach allen Seiten leicht bewegen.


Fig. 31.



Zu Braubach a/Rh. arbeiten nach Hering[2]) 7förmige Rundöfen vortheilhafter, als 5förmige.

In Nevada auf den Schmelz- und Raffinirwerken der Richmond Mining Co. finden sich zwei Pilz'sche Oefen mit freien Gestellen, Kühlringen und Arents'schem Bleibrunnen.

Oblonge Oefen mit viel Formen in der Hinterwand.

Da bei Pilzöfen die Weite des Gestelles und damit die Production begrenzt wird durch die Windwiderstände und bei zu grossem Querschnitte die Bildung eines todten Kernes in der Ofenachse zu fürchten ist, so hat man neuerdings, um bei leichtflüssigen Beschickungen noch grössere Productionen als in Pilzöfen zu erzielen, oblonge, nach oben sich erweiternde Oefen mit viel Formen in der Hinterwand hergestellt.

Beispiel.

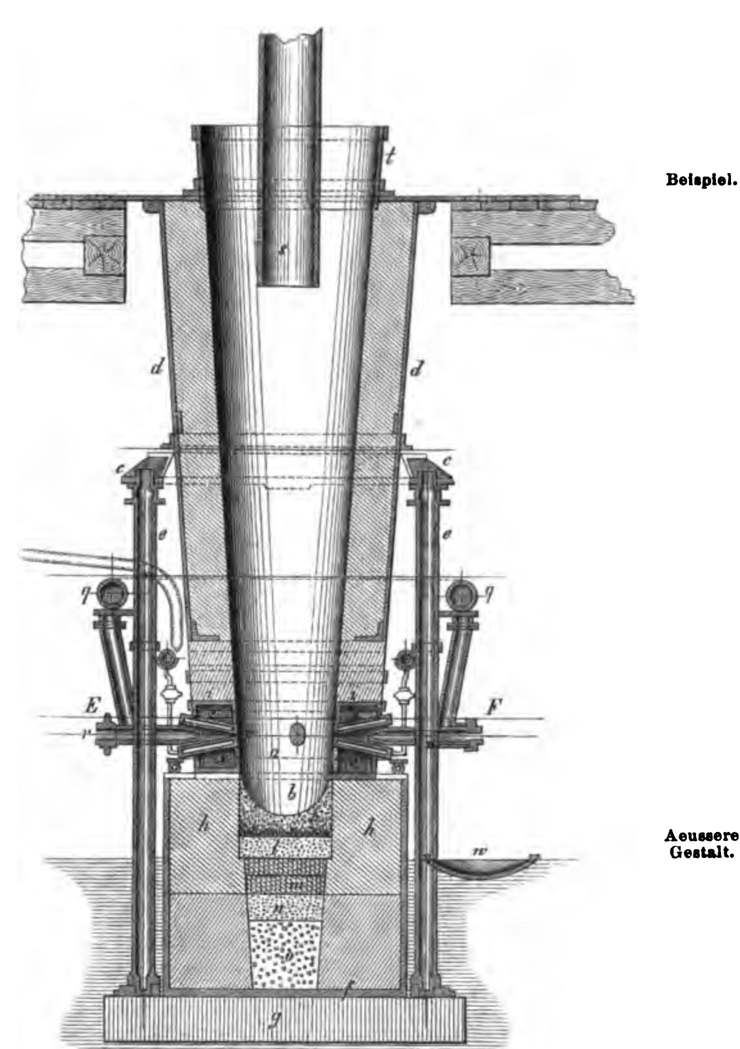
Mechernicher Hütte in der Eifel. Ofen von 3 m Höhe, 1 m oberer und 0.93 m unterer Tiefe, 8 Formen in der Hinterwand, zwei Schlackenrinnen mehr in der Mitte und zwei Abstichöffnungen für Werkblei und Stein tiefer und mehr nach beiden Vorderecken zu. Ober- und unterhalb der Wasserformen befinden sich Wasserkühlkästen.

1) Oest. Ztschr. 1879, Nr. 1, mit Abbildgn. auf Taf. I. u. II. 2) B. u. h. Ztg. 1878, S. 369.

Cylindrischer Ofenschacht.

d) Cylindrischer Ofenschacht. Behufs grösserer Förderung hat man die Pilz'schen Oefen in Freiberg auch cylindrisch gemacht (S. 38), wodurch dieselben sich den als Tiegelöfen zugemachten castilianischen Oefen[1]) mit 2 bis 4 Formen nähern (Fig. 34, 35).

Fig. 32.



Beispiel.

Cylindrische 6-förmige Oefen von 4.1 m Höhe über dem Sohlstein, 3.1 m über den Formen und 1.3 m Weite verwendet man auf der Germaniahütte in Utah.[2]) Der Schmelzraum besteht aus hohlen Eisensegmenten (water jackets) von 19 mm Eisenstärke u. 15 cm Gesammtdicke, in denen Wasser circulirt und die durch Ansatz von Ofenbruch vor Corrosion geschützt werden. Der Tiegelofen hat einen Schlacken- und Steinstich, 10 cm unter einander, und zwei Arents'sche automatische Stiche (Fig. 26), von denen einer zur Reserve dient.

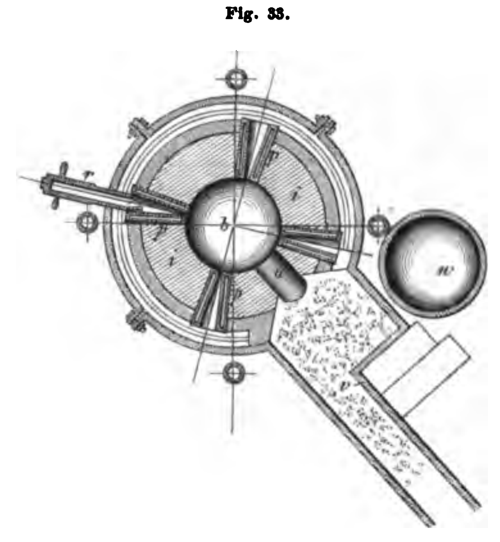
Aeussere Gestalt.

2) Aeussere Gestalt. Während man früher den Ofen aus Kernschacht und Rauhgemäuer bestehen liess und das Gestell eng umbaute (Fig. 20 bis 23), hat man in dem Pilz'schen Ofen (Fig. 29, 32) die schottische Eisenhohofenconstruction mit freistehendem Gestelle und Blechmantel nachgeahmt und ist dadurch zu wesentlichen Vortheilen gelangt (ringsum

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1869, S, 284; 1872, S. 133; 1875, S. 389, Taf. 11, Fig. 7 u. 8.
2) Preuss. Ztschr. 1879, Bd. 27, S. 165, Taf. 8, Fig. 8—9.

freie Stellung des Ofens, weniger Ofenbaumaterial und Raum, bequemere Reparaturen namentlich des länger andauernden Gestelles). Die Dauer des Gestelles kann noch durch Wasserformen und Kühlung der Wände durch Wasserkästen[1]) oder Kühlringe (S. 38) erhöht werden, allerdings auf Kosten des Brennstoffverbrauches, weshalb man neuerdings statt der Wasserkästen nur von Luft durchzogene Canäle im Gemäuer angebracht hat (Oberharz).

Fig. 33.



Zu Pise[2]) bei Alais (Fig. 36) hat man die feuerfesten Steine im Niveau der Formen durch Eisenwände ersetzt, welche man durch daran herablaufendes Wasser kühlt. Vor dem Anblasen werden die Eisenplatten innen mit Gyps überzogen, auf welchem sich demnächst eine dünne Schlackenschicht oder regenerirter Bleiglanz absetzt, ähnlich wie in dem Ofen der Germaniahütte (S. 41), und durch das Kühlen erhalten wird, so dass sich 2—3 monatliche Campagnen machen lassen. — Der Piser Ofen hat die auf S. 44, Fig. 36, 37, erklärte Einrichtung.

Durch Anbringung von Chargirtrichter und Gasableitung (Ofen von Pilz, Piser Ofen u. s. w.) nach Analogie der Eisenhohöfen wird die Arbeit gesunder und führt zu minderen Bleiverlusten.

Die Formen sind entweder einfache oder Wasserformen. Letztere liegen entweder in der Formöffnung des Gemäuers, ragen aus demselben nicht hervor und nehmen die Düse so auf, dass die Form offen bleibt, oder die nahezu cylindrischen Wasserformen von bis 0.941 m Länge ragen mit ihrem hinteren Ende aus dem Gemäuer hervor und ersteres nimmt in der etwa 53 mm weiten inneren Oeffnung das Ende der mit Lehm verschmierten Düse unter dichtem Verschlusse auf (Eifelhütten). Statt die Wasserformen in einem Stücke zu giessen, hat man sie wohl haltbarer aus zwei aufeinander gestellten hohlen, zur Aufnahme von Wasser bestimmten Kasten hergestellt, in deren jedem die Hälfte der inneren, zur Aufnahme der Düse bestimmten Oeffnung ausgespart ist (Emser Hütte). Bei reinen Bleierzen giebt man wohl den Formen etwas Ansteigen, um der Verflüchtigung des Bleies entgegen zu wirken, bei kupferreichen Geschicken eine schwache Neigung (Stechen) nach dem Vorherde, um die Schmelzzone dem Herde näher zu rücken und das Ansetzen von schwerschmelzbaren, erstarrten kupferhaltigen Massen im Herde zu verhüten (Unterharzer Melirterzschmelzen).

Ofendimensionen. Weite.

3) Innendimensionen. Es richten sich

a) die Querdimensionen, namentlich die Weite des Ofens im Formniveau, nach der Grösse der Production und steht damit die zuzuführende Windmenge und die Anzahl der Formen im Verhältniss.

In grösseren Oefen lässt sich ein regelmässiger Gang leichter erhalten, als in kleinen. Während man früher meist einförmige (Fig. 20, 21) und zweiförmige Oefen, letztere mit oder ohne Schachtscheider behufs regelmässigen Niederganges

1) B. u. h. Ztg. 1867, Taf. 1, Fig. 4, 5, 7. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 284 (Zeichnung).

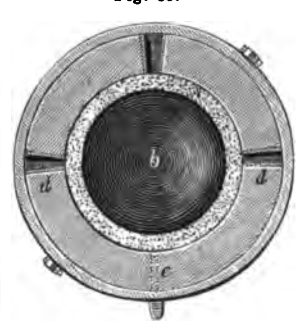
der Gichten hatte (Tarnowitz, Freiberg, Fig. 22, 23), seltener aber zur Vergrösserung der Production mehrförmige Oefen (bis zu 4 Formen zu Stolberg und 5 zu Call) anwandte, und dann die Formen entweder neben einander in die Hinterwand legte (Stolberger Ofen, Fig. 39, 40, neuerdings 8 Formen in Stolberg und Mechernich, S. 40) oder diese an den Seiten vertheilte (Castilianische Oefen, Fig. 34, 35), — gab Raschette in seinem Ofen (Fig. 24—25) mit oblongem Querschnitte und einer grossen Zahl wechselständig gestellter Formen an den langen Seiten das Mittel zur beträchtlichen Erhöhung der Production, welche man dann auch in den 5—8 förmigen Pilz'schen Rundöfen erzielte (Fig. 29—33), in welchen die Formen nach Sefström'schem Principe angeordnet sind.

Fig. 34.



Eine ähnliche Einrichtung hinsichtlich der Luftzuführung haben die in Spanien, z. B. zu Cartagena für leichtschmelzige

Fig. 35.



Erze angewandten Zugschacht- oder atmosphärischen Oefen[1]) (Fig. 38).

b) Eine grössere Ofenhöhe wirkt auf Flugstaubbildung und Dunkelhalten der Gicht, also auf die Bleiverflüchtigung, die Brennmaterialausnutzung[2]), die reducirende Wirkung und Temperatursteigerung günstig ein. Höhe.

Für die Ermässigung der Höhe können aber verschiedene Umstände sprechen, als: eine unerwünschte zu kräftige reducirende Wirkung, namentlich bei eisenreichen Substanzen, welche sonst, statt verschlackt, zu Eisensauen reducirt

1) Vergl. der Oefen mit und ohne Gebläse in B. u. h. Ztg. 1875, S. 389. 2) Ausnutzung der Wärme in B. u. h. Ztg. 1876, S. 92 (Gruner); Dingl. 220, 247 (Dürre); Freiberg. Jahrb. 1880 (Schertel).

werden (Oefen für die Röstreductionsarbeit); die Verflüchtigung von Zink in grösserer Menge (Unterharz), die leichte Reducirbarkeit pulverförmiger oder poröser oxydischer Substanzen (z. B. Glätte, Weissbleierz) in oberen Ofentheilen, wo dann das reducirte

Fig. 36.

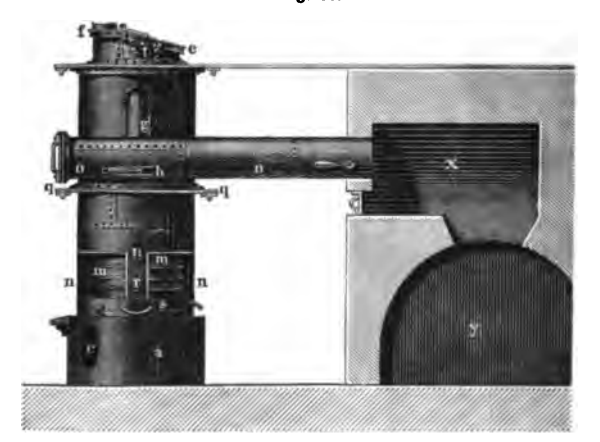


Fig. 37.



a Sockel (Gusseisenring) mit ausgespartem Gestübbeherde *b* von 0.9 m Tiefe und 1.9 m Durchmesser. *c* Stich. *d* Kranz von feuerfesten Steinen, auf welchen sich die mit Rinnen *m* versehene eiserne cylindrische Wand *p*, 0.8 m hoch und 1.15—1.20 m weit, erhebt. *n* feuerfeste Pfeiler zwischen den Eisenplatten *p*, zur Aufnahme der Formen und des Schlackenloches *r*. *o* Wasserrohr für die Rinnen *m*, aus denen das überfliessende Wasser in die Rinne *s* gelangt. *q q* Rand zur Stütze der feuerfesten Steine des oberen Ofentheiles. *t* Chargirtrichter mit Deckel *e* und Zugschornstein *f*. *g* Rohr zum Ableiten des Flugstaubes und der Gase durch die mit Schieber *h* versehene Röhre *o* in die Condensationskammern *x* und *y*.

Blei bei hohen Oefen zu lange mit den aufsteigenden Gasen in Berührung bleibt und zur Verflüchtigung disponirt wird; wenn die Reaction von Oxydischem auf Geschwefeltes bewirkt werden soll (niedrige spanische Bleiöfen); die Beschaffenheit des Brennmateriales; die Chargirmethode, ob in horizontalen oder vertikalen Säulen u. A. Schliegförmige Erze erfordern zur Vermeidung der Flugstaubbildung und gehörigen Vorbereitung höhere Oefen als Stückerze derselben Art, weshalb sich das Einbinden oder Fritten der ersteren empfiehlt. Eine **überflüssige Höhe**, welche keine Reaction mehr begünstigt, führt zu unnöthigen Baukosten, zur grösseren Zertrümmerung von Erz und Brennmaterial und zu schwierigerer Ueberführung eines abnorm gewordenen Ofenganges in einen normalen. Ueber Volumverhältnisse der Ofenzonen s. Grundr. d. Allg. Hüttenk. S. 243 (Stolberg, Altenau, Freiberg, Pise).

Zumachen. Sumpföfen. 4) Zumachen.[1]) Die Sumpfofenzustellung (Fig. 20—28) gestattet ein Ausräumen von Ansätzen aus dem Herde und ist bei zähflüssigen, schwierig aus dem Ofen gehenden Schlacken (Oberharzer einförmige, Rund- und Raschetteöfen, Fig. 24, 30, 33), so wie bei sehr eisenreichen, leicht erstarrenden und Eisensauen bildenden Schlacken (Unterharz, Freiberger Doppelofen [Fig. 22]) in Anwendung.

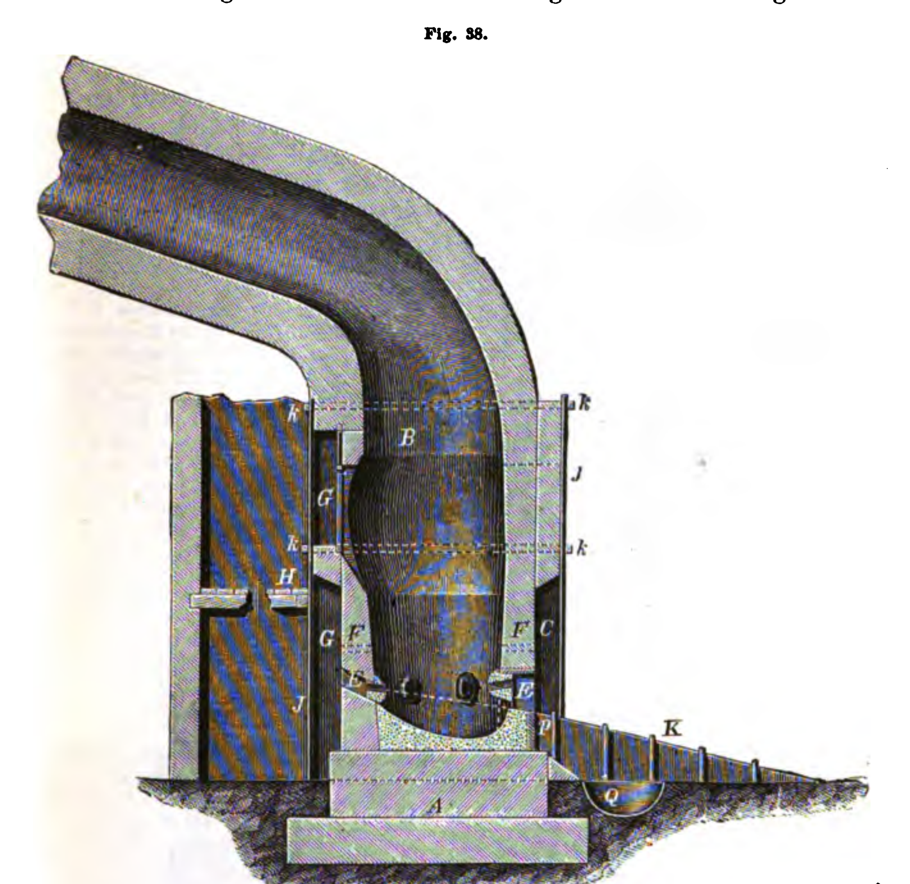
Diese Oefen haben den Uebelstand, dass beim Abstechen von Werkblei und Stein in den dabei leer gewordenen Herd nicht gehörig vorbereitete Beschickungsmassen stürzen, welche zur Ansatzbildung leicht Veranlassung geben. Ausserdem ist mit dem Abstechen noch verbunden: ein bedeutender Zeit-, Arbeits- und Materialaufwand, sowie Gefahr für die Gesundheit der Arbeiter durch Einathmung von Bleidämpfen.

Tiegelöfen. Auf vielen Hütten zieht man bei dünnflüssigen, aber specifisch schweren Schlacken Tiegelöfen vor (Belgien, Spanien, Fig. 34 und

1) Kerl, Grundr. d. Allgem. Hüttenk. S. 257.

35, **Freiberger** Rundofen, Fig. 29, **Stolberg**[1]), Fig. 39, 40, weil sich darin die geschmolzenen Massen ruhiger und vollständiger nach

Fig. 38.



A gemauerter Rost. *B* cylindrisches Mauerwerk. *C* 6 viereckige Pfeiler. *E* 6 Düsen. *F* Räumöffnungen zur Entfernung von Ansätzen. *G* Chargiröffnung. *H* Beschickungsboden. *J* Eiserne Anker. *k* Verankerungsringe. *p* Eisenplatte zum Verschluss des Herdes. *Q* Stechherd. *K* Schlackentrifft.

dem specifischen Gewichte sondern, also ärmere Schlacken entstehen in Folge besseren Zusammenhaltens der Wärme.

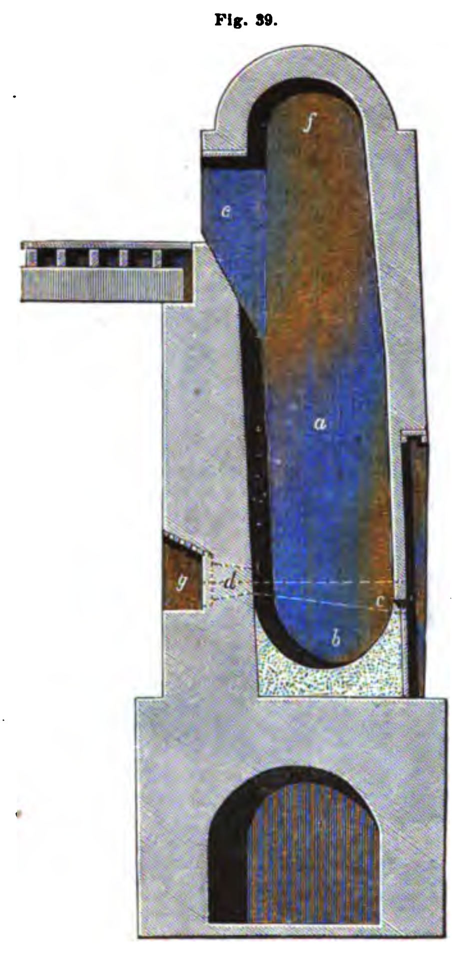
Der Tiegelofen zeigt auch den Uebelstand des Sumpfofens, dass beim Abstechen leicht unvorbereitete Massen in den Herdtiegel fallen, die dann schwieriger sich ausräumen lassen, als aus Sumpföfen.

Die **Spuröfen**, und zwar solche **mit offener Brust** (Fig. 41) und **mit geschlossener Brust** oder verdecktem Auge (Fig. 42), bei denen die geschmolzenen Massen fortwährend auf der Sohle abfliessen, geben zwar weniger Veranlassung zum Ansetzen von erstarrten Massen **Spuröfen.**

1) Ann. d. min. 1875, T. 7, Taf. 9, Fig. 1.

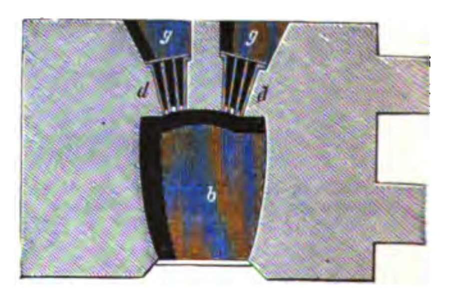
auf der Sohle, aber die Separation der Schmelzproducte findet ausserhalb des Ofens in der niedrigeren Temperatur weniger vollständig statt, als im Ofenherde. Oefen mit geschlossener Brust, z. B. früher in Tarnowitz [1]) und auf dem Oberharze in Anwendung, lassen zwar bessere Absonderung der Producte zu und wirken einer Oxydation des Bleies entgegen, bilden sich aber in Folge des Arbeitens mit dem Gezähe im Herde bald in Sumpföfen um.

Fig. 39.



Zur Erzielung einer vollkommeneren Separation der Schmelzproducte hat man in Freiberg [2]) versucht, bei den als Spuröfen zugestellten Pilz'schen Rundöfen (Fig. 29) die geschmolzenen Massen auf der geneigten Ofensohle continuirlich durch ein Auge in der Vorwand in einen geräumigen, durch Ueberdeckung und hinreichend dickes Mauerwerk gegen Abkühlung geschützten Vorherd laufen zu lassen, in welchem sich die Massen nach dem specifischen Gewichte separiren und die Schlacke durch abwechselnd geöffnete Rinnen in Schlackentöpfe fliesst. Es kühlten sich aber doch die Massen zu sehr, weshalb man jetzt bei Tiegelofenzustellung die Schlacken durch eine 314 mm lange eiserne Rinne abwechselnd in Schlackentöpfe fliessen lässt, Stein und

Fig. 40.



a Ofenschacht. *b* Herdtiegel. *c* Schlackenauge. *d* Wasserformen. *e* Aufgebeöffnung. *f* Gewölbe mit dem Rauchfange in Verbindung. *g* Formgewölbe.

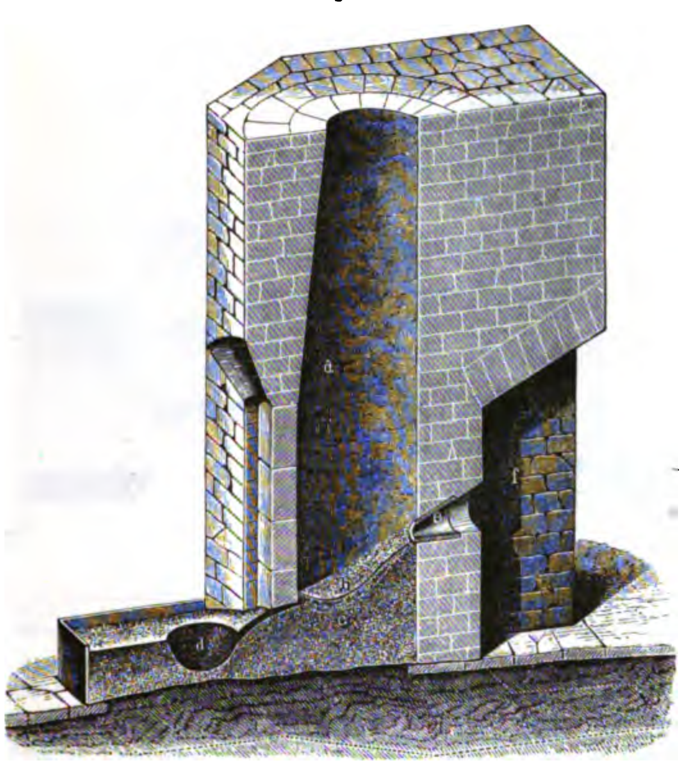
Werkblei in Herde absticht (zur Halsbrücker Hütte abwechselnd in 4 symmetrisch vertheilte Stechherde, welche ein gleichförmigeres Ausfressen des Bodens zulassen), in den flüssigen Stein einen Haken einsteckt, den Stein nach dem Erkalten vom Werkblei abhebt, das anhängende Blei abkratzt und das Steinstück schwebend erkalten lässt, während das Blei in 314 mm weite Formen ausgekellt wird.

Das Ablaufenlassen dünnflüssiger Schlacke in gusseiserne Schlackentöpfe (*u* in Fig. 29) mit Ansätzen, an denen sie mittelst Gabelwagens leicht aus der Hütte entfernt werden können, gestattet im Vergleich zum Abwerfen der erstarrten Schlacken von

1) Preuss. Ztschr. 14, 234. 241. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 315.

der Trifft leichtere und bequemere Arbeit vor dem Ofen, grössere Reinlichkeit, Verbesserung der Luft in dem Gebäude, Absetzen von Stein- und Bleitheilchen am Boden des Schlackentopfes u. A.

Fig. 41.



a Ofenschacht. *b* Muldenförmige, nach vorn geneigte Gestübbesohle, auf welcher die geschmolzenen Massen durch ein Auge in der Vorwand in den Tiegel *d* continuirlich fliessen. *c* Gestübbe. *e* Form. *f* Formgewölbe.

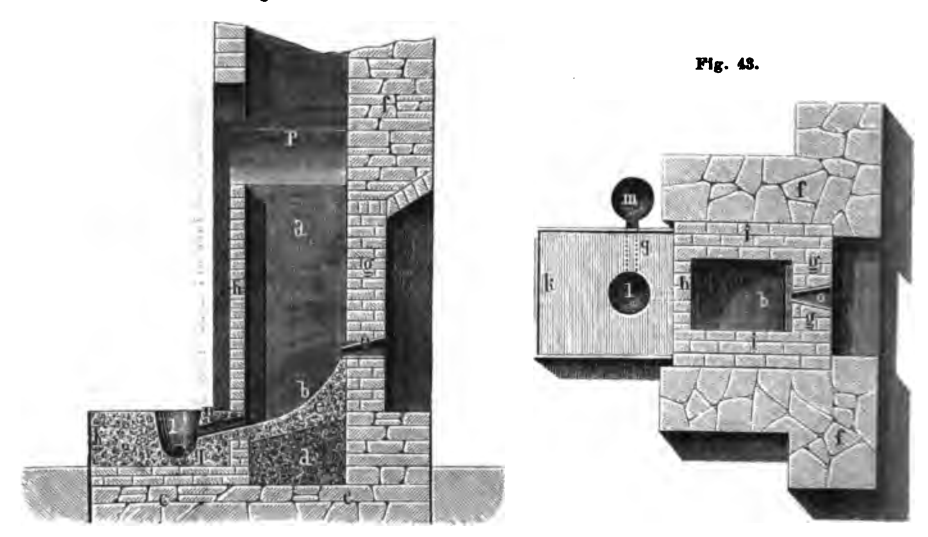
Zur Umgehung der beim Abstechen entstehenden, oben erwähnten Uebelstände (Ansatzbildung im Herde) hat Arents [1]) an Sumpf- und Tiegelöfen einen sogenannten automatischen Stich (Selbststich, Heberabstich, Bleibrunnen, Zustellung mit aufsteigendem Bleirohre, Syphon, syphon tap) angebracht, eine vom tiefsten Punkte des Herdtiegels nach aussen mündende Röhre, in welcher das Blei aufsteigt und in einen Kessel continuirlich abfliesst (Fig. 26), während Stein und Schlacke durch ein Auge in der Brust zusammen in Schlackentöpfe oder gesondert durch 2 unter einander liegende Augen abgelassen werden. Der leichteren Reinigung wegen lässt man den Canal besser ansteigen (Fig. 45), als ihn horizontal (Fig. 44) zu nehmen. In Hering's Ofen [2]) mit automatischem Stiche fliessen Stein und Schlacke zusammen in

Automatischer Stich.

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 291, 323; 1872, S. 46; 1873, S. 354, 364; 1874, S. 84 1875, S. 327, 364; 1878, S. 34. Engineering and Mining Journ. XII, No, 22; XIII, Nr. 2; 1875, Nr. 11. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 42, Taf. 14. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 328, Taf. 8, Fig. 9—13.

einen beweglichen, vom Ofen unabhängigen Vorherd, aus welchem die Schlacke in einen Schlackentopf überfliesst während der Stein abgestochen oder durch Umkippen des auf einer Schienenbahn vom Ofen gefahrenen Herdes entfernt wird.

Fig. 42. Fig. 43.



a Ofenschacht. *b* geneigte Herdsohle zur Ableitung der flüssigen Massen durch die verdeckte Spur *n* in den Vortiegel *l*, welcher durch den Stich *q* mit dem Stechherde *m* verbunden ist. *p* Flügel. *h* Vorwand. *g* Rückwand oder Brandmauer. *i* Ulmen. *f* Rauhgemäuer. *c* Fundament. *d* Schlackensohle. *o* Form.

Man erreicht durch den Selbststich steten Bleiabfluss bei bequemerer Arbeit, indem die Ausräumarbeiten wegfallen, Erzielung eines reineren eisen- und zinkfreieren Bleies und Verhütung von Sohlenansätzen, weil auf der Sohle immer ein Bleistand bleibt und der Ofenbetrieb nicht durch das periodische Abstechen gestört wird, in Folge dessen

Fig. 44.

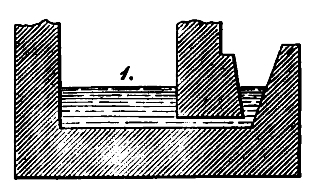
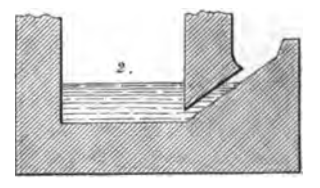


Fig. 45.



das Werkblei nicht Stein und Schlacken mit fortreisst. (Man sucht einen solchen Bleistand bei gewöhnlichen Oefen wohl dadurch zu erhalten, dass man den Stich etwas ansteigend macht, wo dann beim Abstechen stets Blei im Herde zurückbleibt, welches etwa niedergehende Beschickung von der Herdsohle abhält.) Der Ofen, als Sumpfofen zugestellt, erfordert keinen so subtilen Betrieb, als ein Tiegelofen. Bei starkem Stein- und Speisefalle thut der Heberstich weniger gute Dienste, wenn man nicht diese Zwischenproducte mit der Schlacke in Schlackentöpfe ausfliessen lässt, oder man muss einen besonderen Stich für Stein und Speise anbringen. Dabei ist jedoch sorgfältig darauf zu achten, dass Stein und Speise bei zu starker Ansammlung nicht in die Bleiröhre gelangen, in welcher sie, sowie auch Bleikupferlegirungen

leicht erstarren und die Rohre verstopfen. Steinansätze lassen sich durch rasches Ausräumen wieder beseitigen. Man findet den Arents'schen Bleibrunnen häufig an amerikanischen Bleiöfen (Fig. 26); in Europa u. A. in Tarnowitz[1]), in Lautenthal am Harz (am einförmigen Ofen für das Schmelzen der Krätzen von der Bleiraffination) und in Příbram.[2]) Neuerdings ist derselbe wiederholt von Hering, Kirchhoff und Hahn[3]) empfohlen. Basset[4]) lässt den ansteigenden Stichcanal von einer cylindrischen Vertiefung in der Herdsohle ausgehen.

Verkohlte Brennmaterialien.

17. **Brennmaterial.** Als solches verwendet man meist Cokes, seltener Holzkohlen wegen ihres hohen Preises. Gemenge von beiden können bessere Resultate geben, als jedes für sich, z. B. weniger zinkische Ofenbrüche bilden, als Cokes allein (Příbram[5]).

Cokes[6]) verbrennen langsamer als Holzkohlen, tragen aber einen höheren Satz (in Freiberg z. B. den 10—16fachen), geben weniger zu Kohlenoxydgasbildung Veranlassung, sind deshalb der Eisenverschlackung günstig und lassen die Entwickelung höherer, die Zersetzung mancher Bleiverbindungen begünstigender Temperaturen zu (Bleiglanz durch Eisen[7]). Ist eine hohe Temperatur unerwünscht, wenn z. B. oxydirtes Eisen verschlackt und nicht reducirt werden soll, so sucht man sie durch Erhöhung des Satzes oder Verringerung der Ofenhöhe herabzudrücken, wobei aber in letzterem Falle die Metallverflüchtigung zunimmt. Grossblasige Cokes verbrennen leichter als dichte, eignen sich aber nicht für schliegförmige Erze.[8]) Eilers[9]) hat gefunden, dass die amerikanischen Werke trotz günstigerer Erze mehr Brennmaterial brauchen, als europäische.

Rohe Brennmaterialien.

Rohe Brennstoffe, welche beim Verkohlen viel brennbare Gase entwickeln oder ihr Volumen stark verändern (Holz, Torf, Backkohlen), veranlassen ein unregelmässiges Schmelzen und grosse Bleiverflüchtigung.[10])

In Tarnowitz[11]) sind früher magere Steinkohlen bei nicht unbeträchtlichem Bleiverluste durch Verflüchtigung angewandt worden, welche neuerdings durch einen regelmässigeren Gang zulassende Cokes ersetzt sind, nachdem man gelernt hat, magere Steinkohlen zu vercoken.

Gebläse.

Für strengflüssige Beschickungen, die stärkere Windpressung verlangen (z. B. bei der Niederschlagsarbeit), wendet man gewöhnlich Cylindergebläse an, dagegen genügen für leichtschmelzigere Beschickungen, wie sie bei der Röstreductionsarbeit vorkommen, Ventilatoren (Root's Gebläse im Westen der Vereinigten Staaten[12]), z. B. bei 180 Umdrehungen pro Minute und 2.5—3 cm Quecksilberpressung, zu Juliushütte am Unterharze mit 22—26 mm Pressung; Schiele'scher Ventilator in Mechernich, Ems).

Anblasen.

18. **Ofenbetrieb.** Nach dem Zumachen des abgewärmten Ofens (S. 44) erfolgt das Anblasen (Allg. H. S. 266), indem man denselben ganz oder theilweise mit Brennmaterial auffüllt, darauf Schlacke oder leichtflüssige Beschickung setzt, dann, sobald sich dieselben vor der Form zeigen, den Wind schwach anlässt und bei zeitweiligem Aufgeben einer bestimmten Brennstoffmenge das Gebläse und auch die Beschickungsmenge allmählich verstärkt, bis der Ofen in normalen Gang gekommen ist, d. h. auf eine gewisse, constant bleibende Menge Brennmaterial die grösstmögliche Menge von Beschickung trägt,

1) Preuss. Ztschr. Bd. 22, Hft. 3 u. 4, Taf. VIII. 2) B. u. h. Ztg. 1874, S. 350. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 42. 3) B. u. h. Ztg. 1875, S. 327 (Hering); 1878, S. 24 (Kirchhoff), S. 129 (Hahn). 4) B. u. h. Ztg. 1876, S. 356. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. 6) Freiberg. Jahrb. 1880 (Schertel). 7) Kerl, Met. 2, 130. 8) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 249. 9) B. u. h. Ztg. 1873, S. 294; 1874, S. 297. 10) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860, S. 238, 241. B. u. h. Ztg. 1860, S. 102. 11) Karst. Arch. 1. R. 8, 103. Preuss. Ztschr. 14, 237; 19, 159. 12) B. u. h. Ztg. 1879, S. 426.

bei welcher die gewünschten Schmelzproducte erfolgen. Sodann beginnt das regelmässige Chargiren. Man giebt Beschickung und Brennmaterial — je nach der Grösse des Ofens mit Trögen, Schwingen, Hunden, mechanischen Vorrichtungen (S. 37) — entweder in horizontalen Lagen oder in vertikalen Säulen auf, bei letzteren so, dass das Brennmaterial an die Vorderwand, das Erz an die Formwände kommt.

Chargiren.

In letzterem Falle muss man, wenn die Ofenwände nicht rasch zerstört werden sollen, mit Nase[1]) schmelzen, was die in Allg. H. S. 268 bezeichneten Uebelstände hat, namentlich keine grosse Production zulässt, da es schwierig ist, bei der dann erforderlichen grösseren Formzahl mehrere Nasen richtig zu erhalten. Es war deshalb ein grosser Fortschritt, dass man in vielförmigen Oefen das Chargiren von Erz und Brennstoff in horizontalen Lagen vornahm, wobei die Nasenbildung sich ausschliessen lässt, das Gestell aber durch Wasserformen, Wasserkästen oder Luftcanäle gekühlt werden muss (Raschetteofen, Pilz'scher Ofen). Schon früher hat man bei ein- und zweiförmigen Oefen Wasserformen und selbst Wasserkästen angebracht (Stolberg, Rothenbach bei Müsen, Pise), neuerdings mit grossem Vortheile Kühlringe (S. 58). Beim horizontalen Chargiren und bei nach oben sich erweiternden Oefen ist die theilweise Reduction von Eisen aus oxydischen Eisenverbindungen ermöglicht, so dass man statt Zusatzes von metallischem Eisen zur Entschwefelung des Bleiglanzes sich das Eisen billiger aus Oxyden reduciren lassen kann. Stark gepresste Gebläseluft und hohe Temperatur begünstigen die Eisenreduction.

Heisse Gebläseluft.

Heisse Gebläseluft hat sich bei einfachen Formen nicht bewährt wegen Vergrösserung der Bleiverflüchtigung und rascher Zerstörung des Ofengemäuers in Folge Erzeugung zu hoher Temperatur, bei welcher sich die Nase nicht halten lässt. Von wiederholten Versuchen bei den jetzt gut gekühlten Oefen könnte man sich andere Resultate versprechen.

Bei solchen Versuchen mit Luft von 140—180° C. auf Clausthaler Hütte[2]) veränderten sich Brennstoffverbrauch, Metallausbringen und Gehalt der Producte wenig; die Ersparung von 42 kg Cokes auf 1000 kg Erz wurde durch den Steinkohlenbedarf zum Winderhitzen aufgewogen. In Spanien[3]) erhielt man bei heisser Luft eine Brennstoffersparung. Neuerdings hat man auch in Přibram[4]) heisse Luft versucht.

Beurtheilung des Ofenganges.

Als Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges dienen hauptsächlich:

a) Die Qualität des Werkbleies und Steines. Mussiger Fluss des Bleies deutet z. B. auf einen Schwefelgehalt in Folge zu unvollständiger Entschwefelung; unreines Werkblei klingt stark. Entstehung matter Steine (Skumnas[5]) bei schwerspäthigen Geschicken; Metallgehalt der Steine.

b) Beschaffenheit der Schlacke, Silicirungsgrad und demgemäss dünner oder zäher Fluss und rasches oder langsames Erkalten, mussig in Folge eines Oxysulfuretgehaltes, mit einem grösseren oder geringeren Schwefelgehalte, z. B. bei blendigen Erzen, was Silber- und Kupferverluste herbeiführt. Verwendbarkeit zu Schlackensteinen; glasiges oder steiniges Ansehen (Allg. H. S. 390). u. s. w.

c) Verhalten der Nase (lang, kurz, hell, dunkel, sternigt, zu lose, zu stark geneigt) und des Herdes (ob Ansätze auf der Sohle, vor dem Stiche, hinter der Brust).

---

1) Verfahren beim Anblasen (Anhängen) des Ofens behufs Nasenschmelzens in Preuss. Ztschr. 14, 238. 2) Erdm. J. f. ök. Chem. 16, 220. Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläsel. 1840, S. 164, 167. Ann. d. min. 1840, Bd. 17, p. 3. 3) Preuss. Ztschr. 19, 154; B. u. h. Ztg. 1862, S. 54. 4) B. u. h. Ztg. 1879, S. 388. 5) Kerl, Met. 2, 120.

d) Verhalten der Gicht, ob flammend (deutet auf zu hohe Temperatur, Metallverluste herbeiführend) oder dunkel (bei zinkreichen Erzen fehlerhaft, Unterharz), bei Cokes weniger leicht flammend, als bei Holzkohlen; ob ruhiges oder ruckweises Eingehen der Beschickung u. s. w.

Modification des Ofenganges.

Zur Veränderung des Ofenganges kommen folgende Mittel in Anwendung: Abbrechen oder Zulegen an Beschickung auf die gleichbleibende Menge Brennmaterial zur Erhöhung oder Erniedrigung der Temperatur, Veränderung der Beschickung je nach der Schlackenbeschaffenheit durch Zusatz basischer oder saurer Zuschläge, vermehrter Schlackenzuschlag bei grosser Strengflüssigkeit (Blende) oder Skumnas-Bildung (Schwerspath), Ausräumen des Herdes, Entfernung der Ofenbrüche, Veränderung der Windpressung u. s. w.

Chargendauer.

Die Dauer der Schmelzcampagne hängt hauptsächlich ab von der Beschaffenheit des Ofenbaumateriales, der mehr oder weniger corrodirenden Wirkung der Schmelzproducte, der Ofenführung u. A. Durch Anwendung gekühlter Formen, Herde oder Gestelle, sowie durch Erweiterung des Ofens nach oben u. s. w. ist man neuerdings zu weit längeren Campagnen gelangt, als früher (Oberharz, Freiberg u. s. w.).

Bleiverluste.

Die Bleiverluste entstehen theils auf mechanischem Wege durch Verstäuben von Erz u. s. w., theils durch Verflüchtigung von Blei — abhängig von der Temperatur im Gestelle, der Geschwindigkeit der aufsteigenden Gase, der Ofenhöhe, der Ofengestalt, der mehr oder weniger leichten Reducirbarkeit der Substanzen schon in oberen Ofentheilen, dem Aggregatzustande der Massen u. dergl. m. —, theils durch einen Metallrückhalt in der Schlacke, welcher entweder mechanisch (Erz-, Blei- und Steintheilchen) oder chemisch gebunden darin sein kann (als Silicat, Oxysulfuret, Sulfosilicat). Höhere Temperatur bei passenden basischen Zuschlägen (Kalk, Eisenoxyd) vermindert im Allgemeinen die Verschlackung des Bleies (Raschette- und Pilzofen).

Verminderung der Schlackenmenge.

Da mit steigender Menge von sich erzeugender Schlacke der Metallverlust wächst, so ist wiederholt, u. A. von Gruner[1]), empfohlen worden, die Schlackenzuschläge zur Beschickung, welche entweder die Verflüssigung befördern oder als Decke für das im Herde ausgeschiedene Blei dienen sollen, auf das Minimum zu beschränken und durch Verengerung des Gestelles in dem Formquerschnitte eine höhere Temperatur zu erzielen. Allein dieses Mittel hat nicht immer den gewünschten Erfolg gehabt, indem es dann höherer Temperaturen zum Flüssigmachen der Beschickung bedurfte, Eisensauen sich leichter bildeten und anderweitige Bleiverluste eintraten.[2]) Es ist jedoch die Frage aufgeworfen und harrt noch einer Beantwortung durch Versuche, ob es in ökonomischer Hinsicht nicht vortheilhafter ist, statt mittelst grösserer Schlackenzuschläge bei niedrigerer Temperatur eine grössere Menge ärmerer absetzbarer Schlacken zu erzeugen, als bei möglichst wenig Schlackenzuschlägen in höherer, nöthigenfalls durch erhitzte Gebläseluft hervorzubringender Temperatur eine geringere Menge reicherer Schlacken darzustellen, welche wieder in den Betrieb zurückgehen. Während man auf den meisten Hütten durch langsameren Schmelzgang arme absetzbare Schlacken zu erhalten sucht, ist man z. B. in Freiberg[3]) bestrebt, bei relativ geringem Brennmaterialverbrauche grosse Massen möglichst rasch durchzusetzen, und bringt dann die erfolgenden bleireicheren Schlacken sämmtlich zur Steinarbeit, da es selbst bei der sorgfältigsten Vorbereitung der in ihrer Beschaffenheit sehr wechselnden Erze nicht möglich ist, arme absetzbare Schlacken zu erzeugen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 175. 2) Preuss. Ztschr. 17, 373. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244.

Flugstaubkammern. Zur Verminderung der Bleiverluste durch Verflüchtigung und Hintanhaltung von Rauchschaden empfehlen sich zweckmässig eingerichtete Flugstaubkammern (S. 5). In Freiberg[1]) haben sich lange Canäle wirksamer bewährt, als grosse Räume, und stellt man erstere theils aus Rauhmauern mit Kalkmörtel und aus Kernmauerung mit Thonmörtel, theils aus in Theer gekochten Ziegeln, theils aus Bleiblechen auf Holzgerüsten her, die Decke wohl durch Eisenplatten gebildet und dicht lutirt mit feinem Sande und leichtem Theerüberzuge. Eilers[2]) hat in Zahlen nachgewiesen, welch grosse Bleiverluste auf amerikanischen Werken wegen Mangels an Condensationskammern an den Oefen entstehen, und Hering[3]) zweckmässige Flugstaubkammern empfohlen.

Arbeitsgezäh. Das bei Schachtofenarbeiten und den damit verbundenen Röstflammöfen erforderliche hauptsächlichste Gezäh ist folgendes:

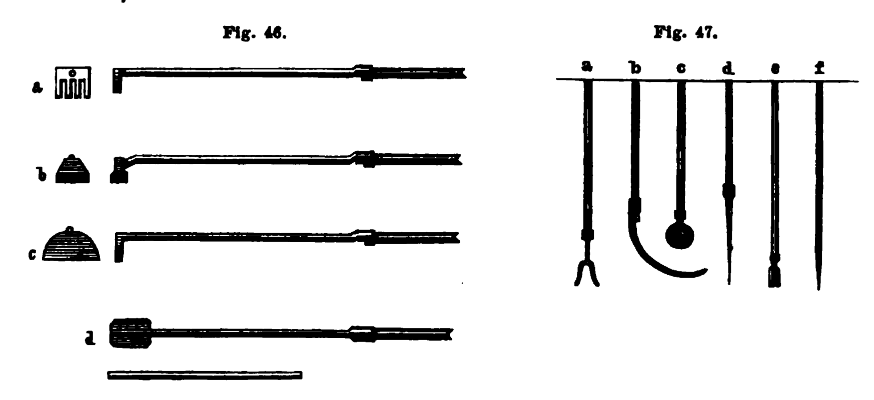
1) Röstgezäh (Fig. 46), und zwar

a Röstkrähl, etwa 2.98 m langes Eisen mit 262 mm hohem und 288 mm breitem Krähl. *b* Pochhammer zum Zerschlagen der Sinterknoten mit 314 mm breiter Bahn. *c* Röstkrücke, unten 392 mm breit. *d* Röstspatel zum Wenden, 366 mm lang und 262 mm breit.

2) Schmelzgezäh (Fig. 47).

a Forke oder Schlackengabel zum Abwerfen der Schlacke. *b* Brusträumer zum Entfernen der Ansätze hinter der Brustmauer. *c* Bleikelle. *d* Stecheisen. *e* Herdschaufel. *f* Räumeisen.

Fig. 46. Fig. 47.



Schmelzproducte. **19. Schmelzproducte.** Die Schmelzproducte[4]) können sein:

Werkblei. 1) Roh- oder Werkblei, bei geringem Silbergehalte und hinreichender Reinheit von Antimon, Kupfer und Arsen (Zink und Eisen meist nur Spuren) Handelswaare (früher zu Tarnowitz), meist aber zuvor zu raffiniren oder zu entsilbern (durch Abtreiben, Pattinsoniren oder den Zinkprocess). Erfolgt am reinsten bei automatischem Stiche (S. 47).

Bleistein. 2) Bleistein[5]) (Allg. H. S. 383), je nach seinem Metallgehalte (Cu, Pb, Ag, Au) seltener absetzbar (früher zu Tarnowitz), als im gerösteten Zustande durch Behandeln mit bleiischen Zuschlägen (Verändern, Steindurchstechen) oder beim Erzschmelzen noch weiter zu entsilbern und zu entbleien und dann das Kupfer durch Rösten des neu-

1) Freiberg. Jahrb. 1879. Oest. Ztschr. 1878, S. 430, 440, mit Abbldgn. 2) B. u. h. Ztg. 1876, S. 39. 3) B. u. h. Ztg. 1875, S. 328. 4) Analysen in Kerl, Met. 1, Abschn. 5. Rammelsberg, Metallurgie 1865. 5) Röstverhalten des Bleisteins in Plattner's Röstprocessen, S. 200.

entstandenen Steines und reducirend-solvirende Schmelzungen in einem Kupfersteine zu concentriren, welchem der Kupfergehalt auf trockenem oder nassem Wege (wohl neben einem Silber- und Goldrückhalte) entzogen wird.

Seitdem durch das Schmelzen im Raschette- oder Pilz'schen Ofen bleiärmere, weniger leichtschmelzige Steine erfolgen, kann deren Röstung unter grosser Brennmaterialersparung in Schachtöfen (Oberharz) statt sonst in freien Haufen und Stadeln geschehen. Man sticht neuerdings entweder, am besten bei Vorhandensein von 2—4 Stechherden, Werkblei und Stein zusammen ab, steckt in letzteren vor dem Erstarren einen Haken und hebt ihn an diesem mittelst Krahnes vom Bleie ab, oder man hat für das Blei einen automatischen Stich (S. 47) und darüber einen gesonderten Stein- und Schlackenabstich, oder man lässt Stein und Schlacke in Töpfe laufen, aus denen dann die Schlacke in einen zweiten Topf überfliesst.

Grosse Uebelstände kann die beim Rösten entwickelte schweflige Säure (Allg. H. S. 315)[1]) herbeiführen, zu deren Beseitigung man u. A. auf den Oberharzer Hütten nachstehende Mittel versucht hat:

a) Gewinnung von Schwefelsäure. Zu Altenauer und Lautenthaler Hütte röstet man die Steine mit 22 Proc. Schwefel (4 Thle. rohe mit 1 Thl. schon gerösteten), wobei aber nur 9 Proc. nutzbar gemacht werden, in 1.25 m hohen, 1.80 m langen und 1.50 m breiten Kilns mit drehbaren Roststäben bei $^3/_4$ m hoher Steinschicht und erhält dabei Gase mit nur 4 Volumproc. schwefliger Säure und mit für die Schwefelsäurebildung zu niedriger Temperatur (25° C. in den Kammern), während man z. B. zu Oker bei den schwefelreicheren Erzen Gase mit 8—10 Volumproc. schwefliger Säure und so hoher Temperatur erhält, dass sie einen Gloverthurm passiren können. 8 Kiesbrenner liefern die schweflige Säure aus täglich 5500 kg Stein in 3 ccm grossen Stücken (Röstkosten pro 50 kg Stein 16 Pfennig) in ein Kammersystem mit Vorkammer von 5 m Länge und Breite und $5^1/_4$ m Höhe, mit 2 Hauptkammern von $23^1/_3$ m Länge, $5^1/_4$ m Breite und Höhe und mit 1 Nachkammer mit zusammen 1450 cbm Inhalt. Die Nachkammer ist mit Gay-Lussacthurm von 11.5 m Höhe und 1.10 qm Querschnitt verbunden. In der Vorkammer wird die nitrose Säure auf einem Cascadensysteme durch zufliessendes Wasser auf 50° B. verdünnt. Die Kammersäure hat 50° B. und wird theilweise für den Gloverthurm mittelst Wasserdampfes in einem Schlangenrohre auf 60° gebracht. Zum Transport der Flüssigkeiten aus Druckfässern dient comprimirte Luft. Der Wasserdampf für die Hauptkammern hat $1^1/_2$—2 Atm. Pressung. 100 Thle. Bleistein liefern 25 Thle. Säure von 50° B. mit 0.68 Thl. Chilisalpeter, 13.60 Steinkohle und 0.84 Schwefelsäure. Wie aus nachstehenden Zahlen hervorgeht, ist die Säurefabrikation bei einem Gehalte der Gase von 3—4 Volumproc. schwefliger Säure und ihrer niedrigen Temperatur nicht mehr rentabel, während dieses zu Oker der Fall ist (1 Ctr. = 50 kg, 1 Pfd. = 0,5 kg):

		Oberharz.		Oker.	
Ertrag an 50 gräd. Säure pro cbm Kammerraum		3.7	Ctr.	14.1	Ctr.
Verbrauch pro 100 Ctr. Säure von 50° B.	Chilisalpeter	4.79	Pfd.	1.48	Pfd.
	Steinkohle	24.62	„	13	„
	Waasen	0.18	Stck.	—	
Erfolg an Säure von 50° B. pro Ctr. Bleistein, resp. Erz		25	Pf.	147	Pf.
Herstellungskosten pro Ctr. Säure		3.69	M.	1.24	M.
Preis von 1 Ctr. Schwefelsäure		1.30—1.40	M.	1.30—1.40	M.

b) Die Zersetzung der schwefligen Säure durch glühende Kohlen ergab einen zu grossen Verbrauch an letzteren und eine geringe Menge sehr fein vertheilten Schwefels.

c) Das Einleiten der schwefligen Säure in angefeuchteten Thonschiefer, 1 bis $1^1/_2$ m hoch in Holzkästen auf einem Roste aufgeschichtet, ergab ohne Störung der Röstung in Kilns oder in geschlossener Röststadel, die eine vollständigere Abröstung erwies, eine vollständige Absorption der schwefligen Säure, aber in ökonomischer Hinsicht befriedigte das Resultat nicht, indem man aus dem Schiefer mit 22.41 Al_2O_3 und 6.71 Fe_2O_3 zu eisenreiche Sulfatlösung erhielt, deren Abdampfen bei dem ge-

1) Hasenclever, Beschädigung der Vegetation durch saure Gase. Berlin, Springer. 1879. Hill, schädliche Dämpfe in Iron 1879, Vol. 13, Nr. 332. Phillips, schädliche Dämpfe in Iron 1879, Vol. 13, Nr. 323.

ringen Preise des Eisenvitriols nicht lohnte; auch erfolgten viel unverwerthbare Mutterlaugen. Eisenfreier Thon wurde von der Säure nur wenig angegriffen.

Rückstände von der Oker'schen Kupferextraction (im Wesentlichen Eisenoxyd) gaben zwar mit schwefliger Säure in Berührung gebracht Eisenvitriol, aber die pulverförmige Beschaffenheit der ersteren schwächte den Zug in den Röstapparaten. Laming'sche Masse (Gemenge von Eisenvitriol, Kalk und Sägemehl) zeigte sich für die Absorption der schwefligen Säure sehr geeignet, erwies sich aber zu theuer. Schwefelsaures Eisenoxyd wurde von schwefliger Säure rasch zu Oxydulsalz reducirt, aber dasselbe ging, behufs der Wiederbenutzung, nicht rasch genug an der Luft wieder in Oxydsalz über.

d) Wasser, in einem Cokesthurme fein vertheilt, absorbirte bei 4° C. das 75fache Volum schwefliger Säure, ohne die Röstung in Kilns oder Stadeln zu beeinträchtigen, so dass dieses Mittel hinreichend wirksam ist, um die schweflige Säure für die Umgebung unschädlich zu machen. Für die Verwendung des sauren Wassers müssen noch Wege gefunden werden. Dasselbe lässt sich aber durch kohlensauren Kalk, wenn letzterer im Ueberschusse vorhanden, in schwerlöslichen neutralen schwefligsauren Kalk überführen. Bei Anwendung von Kalk in Stücken incrustirt sich derselbe bald und nimmt an Wirkung ab, weshalb man denselben vortheilhafter in Wasser suspendirt. So hat man auf dem Oberharze mit Vortheil das schwefligsaure Wasser aus dem Cokesthurme und die kalkhaltigen Fluthabgänge aus den Pochwerken in einem Canale zusammenfliessen lassen und gefunden, dass die Säure alsbald neutralisirt wird und das Wasser gleich unterhalb der Eintrittsstellen nicht mehr sauer reagirt, so dass dieses Verfahren, wenn ein natürlicher Wasserlauf nach dem Cokesthurme zu Gebote steht, das billigste zur Beseitigung der schwefligen Säure ist. In Oberschlesien[1]) findet die Absorption schwefliger Säure durch Kalkmilch statt, sonst auch durch Kalkstein bei viel Wasser.[2])

Speise. 3) Speise (Allg. H. S. 386), welche nur bei antimon- und arsenreicheren Erzen erfolgt und je nach der Quantität davon und ihrem Metallgehalte concentrirt und weiter auf Ag, Au, Pb, Cu, Ni und Co zugute gemacht werden kann.

Schlacken. 4) Erzschlacken, je nach ihrem Metallgehalte absetzbar und bei saurer Beschaffenheit zu Schlackensteinen (Allg. H. S. 407) nutzbar, bei unreiner Beschaffenheit meist wieder ins Erz- und Steinschmelzen zurückgehend. Basische eisenreiche Schlacken von der Steinarbeit können vortheilhaft als Zuschlag bei kieselsäurehaltigen Erzen oder als eisenhaltige Zuschläge zur Zerlegung des Bleiglanzes dienen.

Nach Williams lässt sich aus dem specifischen Gewichte der Schlacken ihr Kieselsäuregehalt bestimmen. Es entsprechen die specifischen Gewichte von 3.44, 3.48, 3.50, 3.51, 3.56, 3.57, 3.63, 3.88 einem Kieselsäuregehalte von 37.6, 36.35, 36.3, 35.8, 35.15, 33.9, 31.15 und 30.4 Proc. Kieselsäure; Wight fand 3.47, 3.52, 3.60 entsprechend 35.05, 32.56 und 31.96 Proc. Kieselsäure.

Ofenbrüche. 5) Ofenbrüche gehen bei grösserem Bleigehalte (Allg. H. S. 387) roh oder geröstet ins Schmelzen zurück, bei grossem Zinkgehalte können sie zur Darstellung von metallischem Zink, Chlorzink u. s. w. benutzt werden (Unterharz[3]). Dieselben erscheinen zuweilen als treppenartig vertiefte Bleiglanzwürfel mit schönen Anlauffarben (Fig. 48).

Krätzen u. s. w. 6) Geschur, Gekrätz und Flugstaub[4]) werden entweder unmittelbar oder nach vorheriger Aufbereitung besonderen Schmelzungen unterworfen (Krätz-, Abgänge-, Rauchschmelzen) oder bei der Erz- und Steinarbeit zugeschlagen. Eisensauen, in denen sich Gold, Silber, Kupfer u. s. w. befindet, können als Niederschlagsmittel für Bleiglanz dienen, oder auf nassem Wege (Behandeln mit verdünnten

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 425. 2) B. u. h. Ztg. 1880, S. 186. 3) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 42, 185. Muspratt-Kerl, techn. Chem. Bd. 7, S. 1325. 4) Analysen von Freiberger Flugstaub in Oest. Ztschr. 1878, S. 440.

Säuren, schwefligsaurem Wasser u. s. w.) von ihren nutzbaren Metallen befreit werden (Allg. H. S. 389).

Wegen minder hoher Temperatur in oberen Ofenräumen und weil pro Gewichtseinheit Schmelzgut der geringste Aufwand an Zeit und Brennstoff stattfindet, auch

Fig. 48.







die entwickelten Gase ärmer an Kohlenoxyd sind, bilden sich in Pilz'schen Oefen weniger leicht Eisensauen, als in anderen Oefen. Hohe Temperatur und starke Windpressung begünstigen die Eisenreduction selbst aus verschlacktem Eisenoxydul.[1])

Ein Nickel- und Kobaltgehalt[2]) der Erze kann sich in einer namentlich bei Krätz- und Bleisteinarbeiten fallenden Speise oder im Steine concentriren, geht aber theils in der Schlacke (namentlich bei zinkreichen Steinen), theils in Handelsbleien (wohl an Antimon oder Arsen gebunden), in den Producten vom Abtreiben und in Eisensauen verloren. Letztere concentriren das Nickel weniger, als Speisen. Ein geringer Kupfergehalt tritt beim Verschmelzen roher Erze meist in den Stein, bei gerösteten grösstentheils in die Schlacke, ein geringer Theil in Werkblei, Stein und Speise, bei deren Verarbeitung derselbe in den Schlacken, Handelsbleien und Glätten verloren geht.

7) Gichtgase[3]) treten bei den neueren Ofenconstructionen (Raschetteofen, Pilzofen) mit dem Rauche in die Flugstaubkammern, sind gewöhnlich wenig brennbar und enthalten ihre Verwendung (z. B. zur Dampfkesselheizung und Winderhitzung) erschwerende schwefelige Säure (Příbram).[4]) Gichtgase.

Schertel[5]) hat die Zusammensetzung der Gichtgase aus einem 8förmigen Pilzofen zu Freiberg ermittelt, um Erfahrung über die Ausnutzung des Brennstoffes zu gewinnen.

1. Capitel. **Niederschlagsarbeit.**

20. Wesen des Processes. Für die Niederschlagsarbeit (S. 3) eignen sich von fremden Schwefelungen möglichst freie und silberarme Bleierze mit mehr oder weniger Erden, bei deren Verschmelzen mit Eisen und passenden Zuschlägen zur Verschlackung der Erden u. s. w. als Hauptproducte Werkblei, Bleistein und Schlacke, zuweilen Speise entstehen. Anwendbarkeit.

Obgleich einfach wegen Verwendbarkeit roher Erze, welche beim Schmelzen gleich den grössten Theil ihres Blei- und Silbergehaltes abgeben, erfordert der Process einen theuren Eisenzuschlag und wegen der Nothwendigkeit, zur hinreichenden Zerlegung des Schwefelbleies durch Eisen eine passend hohe Temperatur zu erzielen, verhältnissmässig viel Brennmaterial. Als Hauptschattenseite ist der Fall von viel Bleistein (wenigstens die Hälfte vom Erze) anzusehen, welcher eigentlich nur aus Schattenseiten.

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 305 (Hering). 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419. 3) Winkler's Anl. z. chem. Untersuch. der Industriegase 2, 46, 47, 324, 358, 359. 4) B. u. h. Ztg. 1879, S. 388. 5) Freiberg. Jahrb. 1880. B. u. h. Ztg. 1880, S. 85.

Schwefeleisen bestehen sollte, aber stets Schwefelblei um so mehr zurückhält, je niedriger bei sonst hinreichender Eisenmenge die Schmelztemperatur. Silber ist im Steine im Verhältnisse zum anwesenden Blei in grösserer Menge vorhanden als im Werkblei, weil Schwefeleisen zum Schwefelsilber grosse Verwandtschaft hat und daraus durch Blei nur unvollständig auszuziehen ist, weshalb bei der Verarbeitung der Bleisteine durch wiederholte Röst-Reductionsprocesse die Metallverluste steigen. Fremde Schwefelmetalle erfordern unnöthigen Eisenzuschlag, tragen zur Verunreinigung des Bleies bei und vermehren noch den Steinfall. Ein geringerer Kupfergehalt wird durch Ansammlung im Steine vom Blei zumeist fern gehalten.

Ersetzung der Niederschlagsarbeit.

Wegen dieser Schattenseiten ist die Niederschlagsarbeit nur noch wenig in Anwendung und mehrfach mit Vortheil durch andere Processe ersetzt, z. B. durch die Flammofenarbeit (in Tarnowitz bei kalkigen Erzen, S. 20) und durch die Röstreductionsarbeit. Letztere erfordert zwar besondere Kosten für Brennmaterial und Löhne beim Rösten, aber weniger beim Verschmelzen der leichtflüssigeren Beschickung, und es lassen sich, da man das Rösten in den neueren Röstöfen hinreichend in der Gewalt hat, bei ganz fehlendem Kupfergehalte im Erze eine Steinbildung und deren Nachtheile entweder ganz vermeiden oder doch auf ein gewisses, durch einen Kupfergehalt bedingtes Maass beschränken, so dass mit geringeren Kosten und Verlusten geringere Mengen von Zwischenproducten zu verschmelzen sind. Ein Kupfergehalt im Blei lässt sich durch die neueren Entsilberungsprocesse mit Zink hinreichend beseitigen. Bei nicht erzielter Steinbildung können die Schlacken wegen ihres Schwefelgehaltes silberreicher ausfallen. Zu Přibram[1]), wo die Niederschlagsarbeit seit 1871 der Röstreductionsarbeit gewichen ist, erfolgten bei ersterer 70 Proc. vom Erze Bleistein, bei der ordinären Bleiarbeit von Erzen mit 55 Proc. Pb im Jahre 1872 nur 10.8 Proc. Stein und zur Zeit, wo man die Erze auf 1 Proc. Schwefel abröstet, noch nicht 1 Proc. Stein. Schmelzkosten in 1871 und 1872 pro Ctr. Erz resp. 1 fl. 88 kr. und 1 fl. 73.98 kr., Silberverlust resp. 1.274 und 0.853 Proc., Bleiverlust 21.61 und 17.50 Proc. Im Jahre 1878 stellten sich die Schmelzkosten pro 100 kg Erz auf 1 fl. 76.17 kr., Silber- und Bleiverlust 0.914 und 10.82 Proc.

Oberharzer Process.

Wenn trotz dieser Schattenseiten die Niederschlagsarbeit auf dem Oberharze gegen andere Processe Vortheile gewährt hat, so liegt der Grund davon hauptsächlich in der Anwendung eisenhaltiger Surrogate (Unterharzer Kupfererzschlacken und Extractionsrückstände, Puddelschlacken, gerösteter Bleistein) statt des metallischen Eisens, bedingt durch passende Ofenconstruction (Raschette- und Pilzofen) und geeignete Chargirmethode in horizontalen Lagen, welche die Entstehung eines bleiarmen Steines mit 8—10 Proc. Blei statt früher in den alten Oefen mit 25—30 Proc. begünstigen. Wegen seines geringen Bleigehaltes im Schachtofen röstbar und die Nutzbarmachung der entwickelten schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung (allerdings nicht immer mit ökonomischem Erfolge je nach den Säurepreisen, S. 53) gestattend, wird derselbe als Niederschlagsmittel für die rohen quarzigen Bleierze angewandt und der endlich daraus hervorgehende, einen noch verhältnissmässig grossen Silbergehalt besitzende Kupferstein lässt diesen sehr vollständig gewinnen bei der eingeführten Schwefelsäureextraction für das daraus dargestellte silberhaltige Schwarzkupfer.[2]) Die früheren Oberharzer Versuche[3]) mit dem Röst-Reductionsprocesse konnten für die Entscheidung seiner Vorzüge vor der Niederschlagsarbeit nicht massgebend sein, da man mit unvollkommenen Apparaten arbeitete und die Brennmaterialfrage eine andere geworden ist. Neuere Versuche zur Altenauer Hütte mit zweckmässig construirten Fortschaufelungsöfen haben bei der Röstreductionsarbeit nicht grössere Metallverluste, als bei der Niederschlagsarbeit, wohl aber eine Ersparung an Brennmaterial und ein grösseres Durchsetzquantum ergeben. Dagegen hat es noch nicht gelingen wollen, bei ersterer absetzbare Schlacken zu erhalten, so dass dieselben noch einmal verschmolzen werden müssen. Doch hofft man diesen Mangel noch zu beseitigen, sowie auch die beim Rösten sich entwickelnde schweflige Säure unschädlich zu machen (S. 53).

21. **Erfordernisse des Processes.** Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Schmelzens kann sein:

Erzbeschaffenheit.

a) Die Beschaffenheit der Erze, und zwar

α) Hinsichtlich des Aggregatzustandes.

1) B. u. h. Ztg. 1873, S. 408. 2) Preuss. Ztschr. 17, 367. 3) Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 1860 S. 360. B. u. h. Ztg. 1855, No. 23. Preuss. Ztschr. 17, 369, 381.

Schliege erfordern höhere Oefen zur Vorbereitung, Schlackenzuschläge zur Auflockerung und deshalb mehr Brennmaterial, incrustiren grossblasiges Brennmaterial, und geben mehr Flugstaub, Ofenbrüche und Bühnen als Knörper[1]); Einbinden der Schliege mit Kalk[2]), Verschmelzen derselben mit Knörpererzen.[3])

β) Hinsichtlich der fremden Beimengungen.

Dieselben wirken entweder förderlich auf die Schlackenbildung (Quarz, Silicate, Kalkspath, Flussspath in gewissen Mengen) und die Entschwefelung (Spatheisenstein) oder schädlich, wie die meisten Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle, indem dieselben einen unnützen Eisenverbrauch unter Vermehrung des Steinfalles herbeiführen (Schwefelkies, Kupferkies, Zinkblende, Fahlerz, Bournonit, Schwefelantimon, Schwefelarsen), ihr abgeschiedenes Radical das Blei verunreinigt (Arsen, Antimon, Kupfer) oder sich verflüchtigt, dabei Blei und Silber aus der Gicht mit fortreisst und die Ofenbruchbildung begünstigt (Zink, Arsen, Antimon), oder das Schwefelmetall als solches (Zinkblende) theils in den Stein, theils in die Schlacke geht, diese strengflüssig und einen grösseren Zuschlag leichtflüssiger Schlacken, wodurch Metallverluste und Brennmaterialaufwand wachsen, erforderlich macht, auch zum Schwefel verwandtere Metalle (Kupfer, Silber) in grösserer Menge in die Schlacke führt (früher in Pribram) und diese specifisch schwerer macht (Skumnasbildung). Zwischen zinkischen Steinen und eisenhaltigen Schlacken kann eine derartige Reaction stattfinden, dass sich Eisenoxydulsilicat und Schwefelzink zu Zinksilicat und Schwefeleisen umsetzen und in einer reducirenden Atmosphäre kann sich Zink verflüchtigen. Die Zinkblende muss durch Aufbereitung möglichst abgesondert werden, da sie unter allen Umständen schädlich wirkt (Lautenthal). Eisenspäthige Zinkblende[4]) hat man dadurch nutzbar gemacht, dass man sie im gerösteten Zustande auf Zinkweiss benutzt und den Rückstand von silberhaltigem Eisenoxyde bei der Bleiarbeit zuschlägt; eine Trennung der Mineralien durch Röstung und Siebsetzen gelingt nicht immer hinreichend[5]), wohl aber hat man mit Erfolg Blende und Spatheisenstein nach der Röstung mittelst Magneten[6]) getrennt (Emser Hütte). In ähnlicher Weise schädlich wie Zinkblende verhält sich Schwerspath[7]), welcher bei höherer Temperatur unter Einfluss von Eisen ein aus Baryterde, Schwefeleisen und Schwefelbarium bestehendes Oxysulfuret und dieses von dem matten Steine sich nur unvollständig trennende Schlacken (Skumnas) giebt; sein schädlicher Einfluss wird durch Abbrechen an Eisen und vermehrte Schlackenzuschläge zu beseitigen gesucht. Andererseits kann ein Schwerspathgehalt insofern günstig wirken, dass derselbe im Ofen sich zu Schwefelbarium reducirt und dann mit kieselsaurem Bleioxyde zu metallischem Blei oder Schwefelblei und Barytsilicat umsetzt, auch verschlacktes Kupfer schwefelt und in den Stein führt. Der Schwefelsilbergehalt kann auf die Rentabilität des Processes wesentlich influiren.

Gattirung und Beschickung.

b) Die Gattirung und Beschickung. Da bei höherer Temperatur das Schwefelblei durch Eisen vollständiger zerlegt und ein bleiärmerer Stein erzeugt wird, als bei niedrigerer Temperatur, so darf die Beschickung nicht zu leichtflüssig sein. Den erforderlichen Grad der Strengflüssigkeit erzielt man den Erfahrungen über die Schlackenbildung gemäss (Allg. H. S. 394) entweder durch eine bereits im Erze enthaltene grössere Menge basischer Erden (z. B. Kalkerde, früher zu Tarnowitz) oder einen Ueberschuss von Kieselsäure (Oberharzer Schliegschlacken zwischen Bi- und Singulosilicat), welche, da das Blei im geschwefelten Zustande vorhanden, eine Verschlackung desselben weniger herbeiführt.

Schlackenbildung.

Die beim Eisenhohofenbetriebe mit Holzkohlen sich erzeugende rein erdige Bisilicatschlacke (56 Kieselsäure, 30 Kalkerde und 14 Thonerde) ist zu streng-

1) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 2, 402, 511. Bgwfd. 11, 572. Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 381, 615. 2) Karst. Arch. 2. R. 24, 430. B. u. h. Ztg. 1852, S. 173. 3) B. u. h. Ztg. 1852, S. 170. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 416. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 416; 1871, S. 183. 6) Oest. Ztschr. 1873, Nr. 45. Oest. Jahrb. 21, 262. Wochenschr. des Vereins deutsch. Ing. 1879, Nr. 17, S. 168; B. u. h. Ztg. 1879, S. 198, 216. Magn.-mechan. Trieurs von Breuer, Schumacher & Co. in Kalk bei Deutz; Siemens' Maschine in B. u. h. Ztg. 1880, Taf. 8. 7) B. u. h. Ztg. 1860, S. 184.

flüssig (Allg. H. S. 395) und es bedarf eisenhaltiger Zuschläge (Eisenfrischschlacken, Roth- und Spatheisenstein, gerösteter Bleistein, gerösteter Rohstein, letzterer durch Verschmelzen silberarmer kiesiger Erze mit blei- und silberhaltigen Abfällen, Schlacken u. s. w. dargestellt u. A.) in solchem Maasse, dass neben hinreichend flüssiger Schlacke (Singulosilicat oder ein Gemisch von Singulo- und Bisilicat) bei nicht zu hoher Temperatur ein hinreichend bleiarmer Stein (mit 6—10 Proc. Blei) entsteht.

Eisenmenge. Der Eisenzuschlag (Schmiedeeisen ist wirksamer als Gusseisen und nicht in zu grossen oder zu kleinen Stücken zu verwenden, am wirksamsten ist Eisenschwamm[1])) oder dessen Surrogate (S. 56) richten sich der Quantität nach in erster Linie nach dem Bleigehalte[2]), nehmen bei steigendem Blende- und Kupfergehalte ab, um nicht zu viel Kupfer ins Blei zu führen, bei einem Antimon- und namentlich Arsengehalte[3]) dagegen zu, weil sonst keine genügende Entschwefelung des Bleiglanzes eintreten würde. Mit steigendem Eisengehalte wächst der Silbergehalt des Steines, auf dessen gleichzeitige Ausziehung durch Blei die Verbindungsweise des Silbers und die Temperatur influiren.[4]) Man braucht gewöhnlich weniger Eisen, als die Theorie erfordert, indem die Gebläseluft und zugeschlagene oxydische Substanzen auch entschwefelnd wirken. Von der Menge des Zuschlagseisens war bereits (S. 3) die Rede. Bei Rundöfen und horizontalem Chargiren lässt sich das metallische Eisen durch eisenhaltige Surrogate ersetzen (S. 50).

Ein Zinkblendegehalt kann einen grossen Eisenverbrauch dadurch herbeiführen, dass das vor der Form verflüchtigte Zink sich immer wieder von Neuem schwefelt, indem dessen aufsteigender Dampf dem Schwefelblei und schwefelsaurem Bleioxyde bei Gegenwart von Kohlenoxyd Schwefel entzieht oder durch Einwirkung von Schwefelkohlenstoff und schwefliger Säure bei Gegenwart von Kohle sich schwefelt. Auch Zinksilicat setzt sich mit Eisen in Eisenoxydulsilicat und sich verflüchtigendes Zink um.

Schlacken-Zuschläge. Schlackenzuschläge sollen entweder die Schlackenbildung fördern oder als Auflockerungsmittel dienen (z. B. bei Schliegen) oder das Metall im Herde gegen Oxydation schützen, oder selbst als Entschwefelungsmittel wirken (z. B. Eisenfrischschlacken, Unterharzer Kupferschlacken).

Jeder Ueberschuss davon vermehrt den Metallverlust und Brennstoffaufwand (S. 51); ein Mangel daran macht den Schmelzgang streng und es entstehen reiche Schlacken.

Bleiische Zuschläge. Bleiische Zuschläge (Glätte, Herd, Abstrich), am besten in Stücken anzuwenden.

Dieselben befördern die Entsilberung und erzeugen silberärmere Schlacken und müssen deshalb bei silberreicheren Erzen, sowie beim reducirend-solvirenden Schmelzen der Bleisteine in grösserer Menge gegeben werden (Andreasberg[5]). Auch zersetzen sie in oberen Ofentheilen Bleiglanz und wirken dadurch eisenersparend.[6])

Chargiren in vertikalen Säulen. c) Die Art des Chargirens. Während man früher die Beschickung an die Formwand und das Brennmaterial an die Vorwand, also in vertikalen Säulen setzte, dann mit Nase (S. 50; Allg. H. S. 268) schmolz und bei diesem Verfahren wegen der stattfindenden nur geringen Reduction auf die Anwendung metallischen Eisens be-

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 292. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 165. Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 1860, S. 376. 3) B. u. h. Ztg. 1857, S. 67. 4) Oest. Ztschr. 1855, Nr. 5 u. 24; 1856, Nr. 13; 1857, Nr. 1. 5) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 379, 683. 6) Preuss. Ztschr. 17, 367.

schränkt war, so bringt man jetzt Brennmaterial und eisenhaltige Substanzen (eisenreiche Schlacken, Eisenstein, geröstete eisenoxydreiche Bleisteine), was nebenbei einen entschieden besseren Schmelzgang bewirkt, in horizontalen Lagen (S. 50) in den Ofen, wobeiein Theil derselben reducirt wird und das Eisen im nascirenden Zustande sehr kräftig entschwefelnd wirkt, ein anderer Theil sich direct im oxydischen Zustande mit Schwefelblei umsetzt, ein dritter nach Desoxydation des Eisenoxydes zu Oxydul in die Schlacke geht, diese leichtschmelziger macht und Bleioxyd daraus ausscheidet.

Chargiren in horizontalen Schichten.

Kalk treibt zwar letzteres noch energischer aus, als Eisenoxydul, erfordert hierzu aber hohe, die Bleiverflüchtigung begünstigende Temperatur. Auch scheidet Kalk bei höherer Temperatur Eisenoxydul aus der Schlacke ab, welches sich reducirt und entschwefelnd wirkt, im Ueberschusse aber Eisensauen bildet. Damit sich nicht mehr Eisen, als zur Entschwefelung erforderlich ist, reducirt und nicht Ansätze (Eisensauen) auf der Sohle giebt, darf die Windpressung nicht über ein gewisses Maximum erhöht werden (S. 50). Für den Oberharzer Raschetteofen hat sich eine solche von höchstens 22 mm Quecksilber als passend erwiesen, wobei auch Bleiverflüchtigung und Flugstaubbildung auf das möglichst Erreichbare vermindert werden. Brauneisenstein reducirt sich leichter zu metallischem Eisen, als Roth- und Magneteisenstein.

Da bei dem horizontalen Chargirverfahren ein Nasenschmelzen nicht möglich (S. 50), so müssen Formen und auch wohl das Gestell zum Schutze gegen Corrosion der Schmelzmassen gekühlt werden (S. 42). Durch Anwendung von Oefen mit einer grösseren Formzahl (Raschetteöfen, Rundöfen) lässt sich gleichzeitig die Production steigern und bei höherer Temperatur das Blei vollständiger ausscheiden, während eine Erweiterung des Ofens nach oben die Flugstaub- und Ofenbruchbildung beeinträchtigt und den Schmelzgang regelmässiger macht. Eine Schliegform der Erze bedingt höhere Oefen, sowie auch letztere die Erzielung der zur Zerlegung des Bleiglanzes durch Eisen erforderlichen höheren Temperatur befördern. Cokes wirken in dieser Hinsicht vortheilhafter als Holzkohlen.

Bei Anwendung von metallischem Eisen wirkt dasselbe zerlegend auf das Schwefelblei und Schwefelsilber ein, es entsteht Werkblei und Schwefeleisen, welches letztere sofort einen Theil Schwefelblei bindet und damit Bleistein giebt. Es lässt sich danach durch selbst überschüssiges Eisen das Schwefelblei nicht völlig zerlegen[1]), aber der Bleistein fällt unter gleichen Verhältnissen um so bleiärmer aus, bei je höherer Temperatur die Zersetzung vor sich geht. Ein Theil Schwefelblei entzieht sich der Einwirkung des Eisens durch Verflüchtigung und giebt nebst anderen flüchtigen Substanzen Veranlassung zur Ofenbruchbildung. Wegen grosser Neigung des Schwefeleisens, sich mit Schwefelsilber zu verbinden, ist im Bleisteine der Silbergehalt im Vergleiche zum Bleigehalte grösser, als im Erze. Ein Kupfergehalt sammelt sich zum grössten Theile im Steine an, wird aber bei überschüssigem Zuschlagseisen mehr ins Blei geführt. Da bei einem Gehalte der Erze an Antimon und Arsen ein Theil Eisen von diesen in Beschlag genommen wird, zuweilen unter Speise-

Chemische Vorgänge.

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 165.

bildung, so bedarf es in solchem Falle eines grösseren Eisenzuschlages für die Entschwefelung des Bleiglanzes.

Werden statt metallischen Eisens oxydische Eisenverbindungen angewandt, so reducirt sich bei passender Ofenleitung das Oxyd theils zu Oxydul, welches verschlackt wird und unter Austreibung von Bleioxyd zur Bildung bleiarmer Schlacken Veranlassung geben kann, theils zu Metall, welches, im statu nascenti ausgeschieden, kräftig entschwefelnd wirkt, daher die Erzielung bleiarmer Leche und Schlacke bei dem jetzigen Oberharzer Raschetteofenbetriebe. Eine zu eisenoxydulreiche leichtflüssige Schlacke, welche zum Schmelzen niedrigere Temperatur erfordert, begünstigt die Entstehung bleireicherer Steine. Eisensingulosilicate (Rohschlacken vom Frischen, Puddeln u. s. w.) vermögen zwar bei Weissglühhitze und Einwirkung von Kohle den grössten Theil ihres Eisengehaltes abzugeben:

$$3\,[2\,FeO, SiO_2] + 2\,C = 2\,FeO, 3\,SiO_2 + 4\,Fe + 2\,CO_2 \text{ oder}$$
$$3\,Fe_2\,SiO_4 + 2\,C = Fe_2\,Si_3\,O_8 + 4\,Fe + 2\,CO_2,$$

sind aber weniger wirksam und veranlassen die Bildung eines weit bleireicheren Steines, als basische Schlacken (Gaarschlacken vom Eisenfrischen, Puddeln, Unterharzer Kupfererzschlacken), deren Gehalt an beigemengtem Eisenoxyduloxyd sich leichter reducirt, als Eisensilicat, namentlich aber bei Kalkzuschlägen reichlich metallisches Eisen giebt.

Einen Ueberschuss von Säuren oder Basen in der Beschickung gleicht man durch Zuschlag von basischen oder sauren Schlacken aus. Von der Wirkung fremder Beimengungen im Bleiglanze war bereits (S. 57) die Rede.

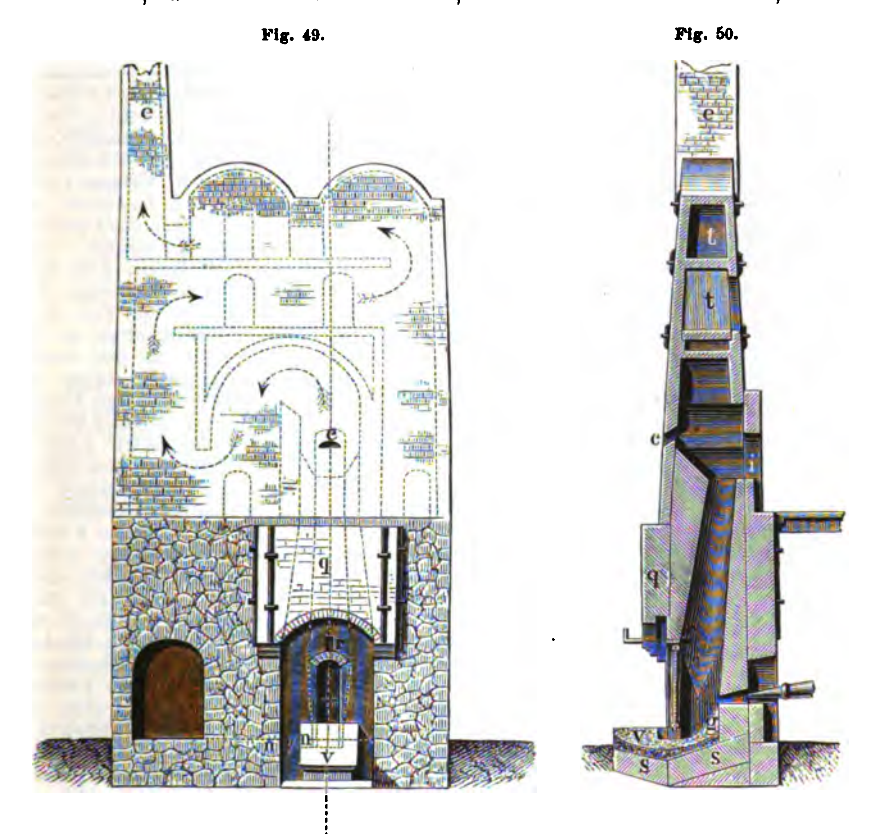
Beispiele. Oberharz. Oberharzer Niederschlagsarbeit.[1]) Bleiglanz mit Kupferkies, Zinkblende, Schwefelkies, Fahlerz, Bournonit, Spatheisenstein, Quarz, Kalkspath, Thonschiefer, Grauwacke und Schwerspath z. B. bei folgender Durchschnittszusammensetzung: 71.68 Schwefelblei, 0.95 Schwefelkupfer, 1.89 Schwefelzink, 4.14 Spatheisenstein, 0.54 Schwefelantimon, 1.41 Schwefeleisen, 0.113 Schwefelsilber, 15.24 Kieselsäure, 0.15 Thonerde, 2.38 kohlensaure Kalkerde, 1.46 schwefelsaure Baryterde, 0.08 Magnesia, oder nach einer neueren Analyse der Oberharzer Schliegsorten: 50.7—73.6 Pb, 0.555—0.185 Ag, 0.02—0.6 Cu, 0.3—4.1 Zn, 0.02—0.3 Sb, 0.4—3.7 Fe, 8.5—14.2 S, 0.07—1.5 Al_2O_3, 0.2—1.4 CaO, 5.9—32.4 unlöslicher Rückstand; Schlieg von Altenauer Hütte: 60.0 Pb, 0.1 Ag, 1.89 Zn, 1.63 Fe, 11.89 S, 11.62 SiO_2, 0.96 Al_2O_3, 0.62 CaO. — **Aeltere Verfahren.** Aeltere Verfahren: Verschmelzen der gerösteten Erze mit eisenhaltigen Schlacken im Krummofen bei grossen Verlusten; seit Anfang dieses Jahrhunderts Niederschlagsarbeit[2]) mit rohem Bleiglanze bei Zusatz von 12—14 Proc. metallischem Eisen in 6.3—6.9 m hohen ein- und zweiförmigen Sumpföfen (Fig. 49, 50) bei Nasenschmelzen, Abtreiben des Werkbleies, 2—3maliges Durchstechen des gerösteten Bleisteines im Krummofen auf Kupferstein, Verarbeitung desselben auf Schwarzkupfer, Entsilberung desselben durch Saigerung, Gaarmachen der Kienstöcke im kleinen und grossen Herde. Bleiglanzschlieg-Beschickung: 100 Schlieg, 11.61 Roheisen, 4.23 bleiische Zuschläge, 28.7 Schliegschlacken, 129.96 Steinschlacken; Ausbringen an Werkblei 46 Proc., 45 Proc. Bleistein mit 20—35 Proc. Blei, $\frac{1}{3}$ Proc. Kupfer und 0.05—0.06 Proc. Silber, 4—8 Proc. Hüttenrauch, 2—4 Proc. Ofenbruch und 177 Proc. Schlacken mit 3—5 Proc. Blei. Cokesverbrauch 37.947 Proc. Rösten des Steines in bedachten Haufen, Verschmelzen mit 3 Proc. Eisen, 100 Proc. unreinen Schliegschlacken, 18 Proc. Herd und 6—10 Proc. Stein- und Herddreck in 3.2—3.8 m

1) Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 18. Preuss. Ztschr. Bd. 14, Lief. 4 (Erzvorkommen nach v. Groddeck). 2) Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 1860. Kerl, Met. 2, 135. Preuss. Ztschr. 17, 366. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 248. Analysen von Producten: Kerl, Met. Bd. 1; Rammelsberg's Metallurgie 1865, S. 232. Schlieganalysen von Lautenthaler Erzen und Schlacken in: Oest. Ztschr. 1871, Nr. 51. Geschichtliches: B. u. h. Ztg. 1867, S. 5.



hohen Krummöfen (Fig. 20, 21) bei 3—4 maliger Wiederholung des Durchstechens, wobei zuletzt Kupferstein mit 25—30 Proc. Kupfer und 12—14 Proc. Blei erfolgt. Bleiverlust (S. 5) beim Erz- und Steinschmelzen 8—9 Proc., bei blendigen Erzen 10—12 Proc., dazu beim Abtreiben 10 Proc., beim Pattinsoniren nur 5 Proc., also in

Fig. 49. Fig. 50.



s Sohlstein, darüber Lehmsohle *z* und Gestübbesohle *g*. *v* Vorherd. *n* Stich. *o* Stechherd. *r* Räumöffnung. *q* Rauchmantel. *i* Chargiröffnung. *c* Flammloch. *t* Flugstaubkammern. *e* Schornstein. Dimensionen der einförmigen Oefen: Höhe über dem Herdbleche 5.648—6.90 m, Formhöhe über dem Bleche 0.418 m, Weite an der Formwand 0.627 m, desgl. an der Vorwand 0.523 m, Tiefe unten 1.098 m, grösste Weite bis auf 1.569 m, Höhe 0.784 m. Böschung der Formwand bis zur Gicht 0.366 m.

Summa resp. 18—22 und 13—17 Proc., je nachdem man nur abtreibt oder pattinsonirt; 10 200 000 kg jährlich verschmolzenen Erzes erforderten 1 400 000 kg Eisen im Werthe von 135 000 M. — Versuche[1]) zur Verbesserung des Processes: Schmelzen der Schliege mit Kalk statt Eisens, Erzeugung von Eisen aus Steinschlacken[2]); Schliegschmelzen mit Bleisteinschlacken, Eisenstein und Kalk im Eisenhohofen (Rastofen) behufs Ersetzung des metallischen Eisens[3]); Rösten der Schliege im Flammofen und Verschmelzen mit Eisenfrischschlacken im Schachtofen[4]); Verarbeitung der Erze im Flammofen nach englischem (S. 18) und französischem Verfahren (S. 24); Knörperschmelzen; Schmelzen im 10 förmigen Raschetteofen[5]) (S. 36) ohne Wasserformen mit metallischem Eisen, dann bei Wasserformen und Gestellkühlung mit **Versuche.**

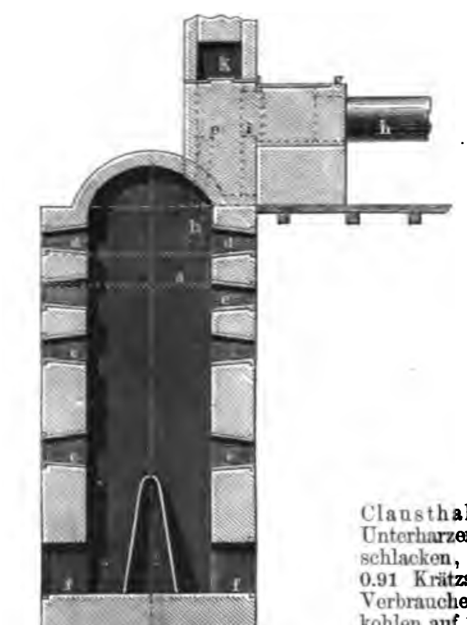
---

1) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. S. 5. B. u. h. Ztg. 1867, S. 5. 2) Stünkel, Eisenbergwerke 1803, S. 135. 3) Karsten's Arch. 2. R. 10, 286. 4) B. u. h. Ztg. 1855, Nr. 23. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 179, 350; 1866, S. 152, 361; 1867, S. 42, 60, 69, 119; 1869, S. 175; 1872, S. 83.

Jetziges Verfahren.

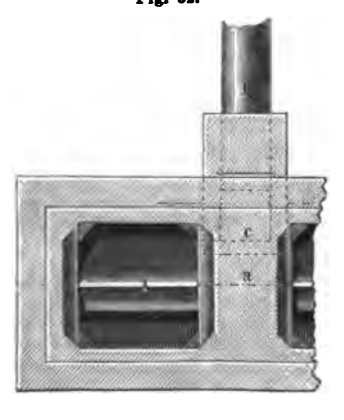
Eisenfrischschlacken und Okerschen Kupferschlacken, jetzt mit letzteren und geröstetem Bleisteine. — Jetziges Verfahren[1]), ausgeführt im 12förmigen Raschetteofen, im 4förmigen und im 8förmigen Rundofen:

Fig. 51.



a) Raschetteofenbetrieb (S. 36) mit Ersetzung des metallischen Eisens durch Unterharzer Kupfererzschlacken (16—17 Kieselsäure, $2^1/_2$—$3^1/_2$ Thonerde, 69 bis 70 Eisenoxydul, 3.3 Kalkerde, 0.8 bis 1.3 Magnesia, 1.7—1.9 Kupferoxydul, 0.07—0.5 Manganoxydul, 1—1.5 Kobalt- und Zinkoxyd, 1.6 bis 1.7 Schwefel; nach einer neueren Analyse: 22.55 Kieselsäure, 5.10 Thonerde, 38.31 Eisen, 5.22 Zink, 2.95 Kalkerde, 1.33 Magnesia). Raschetteofen[2]) (S. 36, Fig. 24 u. 25) mit je 5 Wasserformen an den langen und je 1 an den kurzen Seiten, neuerdings Ersetzung der Wasserkühlkästen unter den Formen durch Canäle, in denen Luft circulirt. Höhe der Oefen 6.276 m, Länge 2.301 m, Breite unten 0.941 m, oben 1.491 m. Beschickung zu Clausthal: 100 Erz, 50 gerösteter Bleistein, 70 Unterharzer Kupferschlacken, 7 eigene Kupferschlacken, 80 Schlacken von derselben Arbeit, 0.91 Krätzschlieg, 1.35 Hüttenrauch bei einem Verbrauche von 40.60 Cokes und 2.52 Holzkohlen auf 100 Erz; zu Altenau: 100 Erz (S. 60), 87 Unterharzer Schlacken, 53 Schliegschlacken, 50 gerösteter Stein, 27 Krätzkupferschlacken, 4 bleiische Vorschläge, 1—2 Abstrich, 6—7 Silberschlamm vom Auflösen der Kupfergranalien mit 42—47 Cokes pro 100 Erz. In Lautenthal und Clausthal hat man den Raschetteofen neuerdings durch eine Scheidewand getheilt (Zwillingsofen) und dient derselbe zur Verschmelzung von allerhand Materialien; für das Erzschmelzen verwendet man hauptsächlich Rundöfen. Die Krätzen von der Bleiraffination setzt man in einem gewöhnlichen einförmigen Ofen (Fig. 49, 50) mit automatischem Stiche durch; letzterer hat sich nicht recht bewähren wollen, wo Stein im Spiele ist.

Fig. 52.



Bleisteinarbeit. Der erfolgende Bleistein mit 6—9 Proc. Blei, 0.02 Proc. Silber und 2—5 Proc. Kupfer wird in Schachtöfen[3]) (Fig. 51, 52) von 4 m Höhe, 1.2 m Weite, 1.5 m Länge oben und 1.2 m Länge unten mit $1^1/_2$ m hohem und an der Basis 0.4 m breitem Abrutschdache *l*, sowie mit gebrochenen Ecken geröstet und sein Schwefelgehalt zur Darstellung von Schwefelsäure theilweise nutzbar gemacht (Altenauer Hütte, S. 53). Es liegen zwei Oefen mit den schmalen Seiten neben einander und in der Scheidewand der Salpeterkasten *a*, die

1) Preuss. Ztschr. 17, 381; 19, 133, 196. Engineering 1878, Vol. 25, Nr. 628, 630. Berggeist 1879, Nr. 59—62. Iron 1877, Nr. 255. 2) Neuere Abbildungen: B. u. h. Ztg. 1867, Taf. 1. Preuss. Ztschr. 17, Taf. 17, Fig. 1—6. Sonstige Citate S. 35. Oest. Ztschr. 1869, Nr. 46. 3) Preuss. Ztschr. 19, Taf. 8.

salpetrigsauren Dämpfe durch eine Röhre *b* in das gemeinschaftliche Abzugsrohr *c* für die schweflige Säure entlassend. *d* Chargiröffnung. *e* Räumöffnungen. *f* Ausziehöffnung. *g* Deckel. *h* gusseiserne Röhre. *i* Schieber. *k* Schornstein. Vortheile des neuen Verfahrens: Ersetzung des Zuschlagseisens durch die billigen Kupferschlacken oder andere eisenhaltige Surrogate, grosses Durchsetzquantum, ärmere Schlacken (mit 1/2 Proc. Blei) und bleiärmere, für die Röstung im Schachtofen geeignete Steine mit 8—10 Proc. Blei, mindere Flugstaubbildung, vollständigeres Ausbringen des Bleies (98 Proc. gegen früher 90 Proc.) und des Kupfers (von 100 Erz sonst 0.514, jetzt 1.38 Kupfer), dagegen grösserer Cokesverbrauch. Gegen den alten Process pro 1000 kg Erz mit durchschnittlich 63 Proc. Blei und 0.1 Proc. Silber Ersparung an Schmelzkosten und Mehrausbringen an Metall 58 M. 72 Pf.

Von 100 Thln. Erz erfolgten:

	Sonst:	Jetzt:
Werkblei	46.60	65.35
Bleistein	45.50	54.79
Rauch	4.62	1.18
Ofenbruch	2.37	0.66
Schur und Bühnen	0.44	0.29
Schlacken	176.59	184.65
	276.12	306.92.

Noch günstigere Erfolge hat man wegen Wegfalles der Kosten für das erste Steindurchstechen erzielt durch die Combination der Schlieg- und Steinarbeit[1]) bei theilweiser Ersetzung der Unterharzer Kupferschlacken durch gerösteten Bleistein, nachdem auch versucht worden, statt des letzteren Steinschlacken anzuwenden.

Beschickungen auf den verschiedenen Hütten:

	Clausthal.	Altenau.	Lautenthal.
Erz	100	100	100
Unterharzer Kupferschlacken	60	87.3	115
Gerösteter Stein	51	50	56
Eigene Schlacken	93	53.3	75
Krätzschlieg	3	—	—
Krätzkupferschlacken	—	26.6	—
Vorschläge	—	4	—

Chargengrösse 1050—1350 kg, Cokesgicht 150 kg, Windpressung 20—22 mm, 7500 kg Erz oder 20 000 kg Beschickung liefern in 24 St. mit 2500 kg Kohlen 5000 kg Werkblei und 4000 kg Stein.

Den anfangs bis 56 Proc. des Erzes betragenden Bleisteinzuschlag ermässigte man auf 28 Proc., weil der Kupfergehalt des Steines und damit derjenige des Werkbleies zu hoch wurde. Der erfolgende Bleistein enthält 7—9 Proc. Blei, 4—8 Proc. Kupfer und 0.03—0.0325 Proc. Silber, das Werkblei 0.4—0.5 Proc. Kupfer. Neuerdings Beschickung verändert wegen Mangels an den eisenreichen Unterharzer Schlacken: 5000 kg Erz, 1200 kg gerösteter Stein, 300 kg Oker'sche Kupferextractionsrückstände, 800 kg Kiesabbrände, 3300 kg Steinschlacken, 100 kg Ofenbrüche und Gekrätz; Verbrauch von 2100 kg Cokes. Die Steinarbeit ist folgende: Abrösten des Steines nach der Verwitterung auf einem Holzbette oder in Schachtöfen und Kiesbrennern, dann des Gutgerösteten in Haufen, des Schlechtgerösteten nochmals im Schachtofen oder Kiesbrenner bis auf 6 Proc. Schwefel, Zuschlag bei der Schliegarbeit so oft, bis der Stein 11—14 Proc. Kupfer enthält, dann Rösten im Schachtofen oder Kiesbrenner, Schmelzen zu gleichen Theilen mit Schliegschlacken und 1 Thl. Krätzkupferschlacken im Krummofen auf Werkblei und Kupferstein mit 37 bis 40 Kupfer, 9—10 Blei und 0.05 Silber. Wiederholtes (3—4 maliges) Rösten des Steines in Schachtöfen und Haufen, Verschmelzen (Krätzkupferarbeit) im Brillenofen oder 2förmigen Rundofen (mit Brennstoffersparung) mit Kupferkiesschlacken auf Schwarzkupfer mit bis 68 Proc. Kupfer, 20 Proc. Blei und 0.52 Proc. Silber und auf Kupferstein mit 40 Proc. und mehr Kupfer, wiederholtes Rösten desselben und noch 4 maliges Durchstechen auf Schwarzkupfer, Verblasen desselben, Auflösen des ver-

1) Preuss. Ztschr. 17, 382; 19, 155. B. u. h. Ztg. 1871, S. 27.

blasenen und granulirten Kupfers in heisser verdünnter Schwefelsäure, Schmelzen des erfolgenden silberhaltigen Schlammes mit Glätte und Erzeugung von Kupfervitriol aus der Lauge. Bei der combinirten Arbeit ist das Ausbringen gegen die Probe auf 102.5 Proc. Silber, 100.8 Proc. Blei und 100.3 Proc. Kupfer gestiegen. Heisser Wind[1]) hatte auf Ausbringen und Brennstoffverbrauch wenig Einfluss (S. 50). Von den Mitteln und Versuchen, die beim Rösten des Steines entwickelte schweflige Säure nutzbar oder unschädlich zu machen, war bereits (S. 53) die Rede. In Altenau und Lautenthal existiren darauf mit basirte Schwefelsäurefabriken.

b) 4förmige Rundöfen[2]) mit Erweiterung nach oben, über den Formen 6.3 m hoch, Gestelldurchmesser 0.94 m, Düsenweite 61 mm bei 16 mm Pressung, Gichtdurchmesser bei den vorhandenen 4 Oefen 1.25, 1.41, 1.49 und 1.57 m, Rauchbildung resp. 2.8, 2.1, 1.7 und 1.1 Proc. (im Raschetteofen 2.8 Proc.), Cokesverbrauch pro 100 kg Erz resp. 42.39, 41.85, 41.74 und 41.62, beim Raschetteofen 44.3 kg, Durchsetzzeit pro 100 kg Erz resp. 73.2, 71.2, 69.2 St., im Raschetteofen 93.2, wonach die grösseren Gichtweiten günstiger auf die Vorbereitung der Erze, auf den Ofengang und den Brennmaterialverbrauch wirken, und Rundöfen Vorzüge vor den Raschetteöfen haben (S. 36). Das Vorhandensein eines Rauhgemäuers lässt keine so grossen Wärmeverluste zu, als die freistehenden Pilz'schen Oefen. Zu Altenau verschmilzt man auch fremde, Silber und Gold enthaltende Erze (chilesische Dürrerze, mexikanische Erze, Silber und Gold enthaltenden Kupferstein u. s. w.) im Raschette- und 4förmigen Rundofen ungeröstet und mit hinreichenden bleiischen Zuschlägen, z. B. 100 chilesisches Dürrerz, 80 gerösteten Stein vom Dürrerzschmelzen. 60 Glätte, 20 Erzschlacken; Durchsetzquantum in 24 St. im Rundofen 7500—8000 kg; Stein wird nach der Röstung concentrirt (Beschickung: 50 Stein, 40 Schlacke, 40 Herd) und dann geröstet zum Krätzschmelzen gegeben. Beschickungen für dasselbe:

Oberharzer Bleiglanzschlieg . .	25	20
Flugstaub	20	—
Krätzschlieg	25	25
Gerösteter Stein	10	10
Glätte	20	—
Erzschlacken	150	150
Oker'sche Schlacken	20	—
Steinschlacken	50	60
Eingeb. Rauch	—	25
Herd	—	10.

Erfolg von Werkblei zur Zinkentsilberung, Stein (wie Schliegstein behandelt) und Schlacke.

c) 8förmiger Rundofen[3]), 7.2 m hoch, unten 1.41 m, oben 2.04 m weit, Formen 37 cm über den Schlackenaugen, als Sumpfofen zugemacht, weil die Tiegelofenzustellung den Ausfluss der zähflüssigen Schlacken nicht gestattete; die Erfolge in diesem Ofen auf der Clausthaler Hütte waren befriedigend, aber besser bei 1 m Weite im Gestelle und Centralrohr in der Gicht (Fig. 32, S. 41).

Das Werkblei der Oberharzer Hütten geht zur Entsilberung durch Zink, der Kupferstein zum Verschmelzen auf Schwarzkupfer und Entsilbern desselben mittelst Schwefelsäure, die Schlacken ins Schmelzen zurück oder zur Schlackensteinfabrikation. Wie die Untersuchungen von Hampe[4]) über den Kupfer-, Antimon-, Nickel- und Wismuthgehalt der Oberharzer Bleie ergeben haben, sind hinsichtlich der Reinheit derselben in neuerer Zeit wesentliche Fortschritte gemacht. Eine Speisebildung[5]) findet nur zuweilen zu Andreasberg statt. Hier werden z. B. verarbeitet: 75 Thle. Oberharzer Bleiglanzschliege mit etwa 50 Proc. Pb, 0.1 Proc. Ag und 12 bis 15 Proc. S mit 100 Thln. amerikanischen Erzen (z. B. mit 5—10 Cu, 0.2—0.4 Ag, 8—10 Pb, Antimon und Arsen), feingepocht, im Fortschaufelungsofen bis zum schlackigen Fluss geröstet, im Rundofen auf Blei, Stein und Schlacke verschmolzen; Werkblei mit über 0.5 Proc. Ag gleich abgetrieben, mit weniger zur Zinkentsilberung; Stein geröstet, im Krummofen verschmolzen auf neuen Stein mit 30—40 Proc. Cu, dieser in Haufen geröstet, im Brillenofen auf Schwarzkupfer verschmolzen, dieses granulirt und mit Schwefelsäure entsilbert. Erze mit 2—5 Proc. Ag gleich im Schachtofen zugesetzt, bei über 5 Proc. beim Abtreiben eingetränkt, desgleichen Zinkoxyde

1) Preuss. Ztschr. 19, 154. 2) Preuss. Ztschr. 17, 381, 384, Taf. 17, Fig. 7—11; 19, 153. B. u. h. Ztg. 1871, S. 101; 172, S. 83; 1874, S. 236. 3) Preuss. Ztschr. 19, 154, Taf. 7, Fig. 1—6. 4) Preuss. Ztschr. 18, 195. B. u. h. Ztg. 1871, S. 143. 5) Analysen: Kerl, Met. 1, 761. Rammelsberg's Met. S. 239.

vom Reichkessel. Angehäufte Kupfersteine (Regulus) mit bis 2 Proc. Ag und darüber gepocht, im Fortschaufelungsofen geröstet, im Brillenofen auf mit Schwefelsäure zu behandelndes Schwarzkupfer verschmolzen; bleireiche Steine erst im Krummofen auf Werkblei und Stein verschmolzen, letzterer in Haufen geröstet, dann auf Schwarzkupfer verschmolzen.

Analysen von älteren und neueren Oberharzer Hüttenproducten.

	Erzschlacken.				Steinschlacken.	
	Alt.		Neu.[1])		Alt.	Neu.
	a	b	c	d	e	f
Kieselsäure . . .	41.90	43.60	40.22	39.28	28.90	29.25
Thonerde . . .	4.09	15.50	7.89	6.69	5.92	13.95
Kalkerde	11.64	6.50	4.95	7.80	11.00	5.85
Magnesia	1.36	1.56	1.38	1.36	1.06	0.71
Eisenoxydul . . .	34.82	31.68	33.35	23.64 Fe	48.29	48.60
Zinkoxyd	2.40	Spr.	3.41	3.50 Zn	1.68	—
Bleioxyd	3.19	0.70	1.96	—	2.47	0.57
Silberoxyd . . .	—	0.00087	—	—	—	0.0007
Manganoxydul . .	—	—	1.89	—	—	—
Kali	0.60	Spr.	1.15	—	0.68	—
Natron	—	—	0.59	—	—	—
Nickel und Kobalt	—	—	0.04	—	—	—
Kupfer	—	—	0.21	—	—	0.10
Silber	—	—	0.00063	—	—	—
Antimon	—	—	0.10	—	—	—
Eisen	—	—	1.68	—	—	—
Phosphorsäure . .	—	—	0.56	—	—	—
Schwerspath . .	—	—	0.82	—	—	—
Schwefel	—	—	0.81	—	—	—

Die Schliegschlacken nähern sich den Bisilicaten, die Steinschlacken sind Gemenge von Singulo- und Bisilicaten.[2]) Die Erzschlacke (d) von Lautenthal ist von nachstehender Beschickung erfolgt: 100 Schlieg, 56 gerösteter Bleistein, 115 Unterharzer Kupferschlacken, 75 eigene Schlacken. Die Schlacke (b) ist nach Rammelsberg $[4(RO, SiO_2) + Al_2O_3, 3SiO_2] + [4(2RO, SiO_2) + Al_2O_3, 3SiO_2]$ oder $(4RSiO_3 + AlSi_3O_9) + (4R_2SiO_4 + Al_2Si_3O_{12})$; die Schlacke (f) $= [2RO, SiO_2 + 2Al_2O_3, 3SiO_2] + [3RO, 2SiO_2 + 3(Al_2O_3, SiO_2)]$ oder $(R_2SiO_4 + Al_2Si_3O_{12}) + (R_3Si_2O_7 + 3AlSiO_5)$. Schlacken b und d von Altenau.

Bleisteine.

	Alte.	Neue. Mit Kupferschlacken.	Neue. Mit Bleistein.
Blei . . .	40.0 —73	10.88	11.5
Eisen . . .	10.0 —34.5	55.90	57.2
Kupfer . .	0.2 — 1.7	3.33	5.2
Zink . . .	0.2 — 2.3	1.13	—
Antimon . .	0.13— 0.66	0.27	—
Schwefel . .	15.0 —26.5	26.67	22.3
Silber . .	0.11— 0.12	0.03	0.033

Die älteren Bleisteine[3]), zuweilen krystallisirt und aus Würfeln bestehend, welche mit den Ecken aufgewachsen sind, enthalten weniger Schwefel, als zur Bildung von Einfach-Sulfureten (PbS, FeS, ZnS u. s. w.) erforderlich ist, und erklärt sich dieses durch eine Beimengung von metallischem Blei (Allg. H S. 252) und Vorhandensein von Cu_2S und Fe_2S. Nach Rammelsberg bestanden neuere Steine aus $4RS + R_2S$.

---

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 68. 2) Analysen von Schlieg- u. Steinschlacken in Kerl, Met. 1, 845. Rammelsberg's Met. S. 235, 237. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. 3) Kerl, Met. 1, 751. Rammelsberg c. l. S. 232.

Werkblei.

	Alt.	Neu.
Blei . . .	98.890	98.8378 —98.9648
Kupfer . .	0.067	0.1862 — 0.2838
Antimon . .	0.010	0.5743 — 0.7685
Arsen . . .	—	0.0009 — 0.0074
Wismuth . .	0.001	0.0039 — 0.0082
Eisen . . .	0.003	0.0035 — 0.0089
Zink . . .	0.003	0.0025 — 0.0028
Nickel . . .	0.002	0.0023 — 0.0028
Kobalt . . .	—	0.00016— 0.00035
Cadmium . .	—	0 — Spur.

Durch den Zuschlag von Unterharzer Schlacken statt Eisens sind die Werkbleie reicher an Kupfer, Wismuth, Nickel, Kobalt und Antimon geworden, welche Stoffe aber durch vollkommnere Raffinationsprocesse und Anwendung von Zink zur Entsilberung sich grossentheils bis auf Minima beseitigen lassen.

Von den Versuchen, die Niederschlagsarbeit durch die Röstreductionsarbeit zu ersetzen, war S. 56 die Rede.

Tarnowitz.

Tarnowitz. Die frühere Niederschlagsarbeit[1]) bei getrenntem Schlieg- und Knörperschmelzen ist vortheilhaft durch den combinirten Kärnthner und Englischen Flammofenprocess (S. 20) ersetzt.

Victor-Friedrichshütte.

Victor-Friedrichshütte[2]) am Harze. Verschmelzen von eisenspäthigen, blendigen und kupferhaltigen Bleiglanzen in 5.1 m hohen, unten 1.05 m weiten, oben 0.6 m weiten und 0.81 m tiefen Sumpföfen mit gusseiserner Vorwand bis zu 3.1 m Höhe bei 0.02—0.026 m Windpressung, und zwar getrennt Knörper und Setzgraupen mit 20 Proc. geröstetem Bleisteine, 80—90 Proc. Erzschlacken, 20 Proc. Ofenbruch und Abraumschlacke und bis 5 Proc. Brucheisen; Schliege mit 90—100 Proc. Steinschlacken, 15—20 Proc. gerösteten Abraumschlacken und 2.5—5 Proc. Eisen; Durchsetzen von 5000 kg Knörpern in 24—26 St., von Schlieg in 30—32 St.; Ausbringen 1100—1200 kg Werkblei, 1500—1700 kg Bleistein und 700—800 kg Schlacken; Rösten des Steines in Haufen mit kiesigen Schliegen und Hüttenrauch, Verschmelzen mit 20 Proc. strengflüssigen Bleierzen, wiederholtes Rösten und Schmelzen mit Bleierzen bis zum Falle eines Kupfersteines mit 10—15 Proc. Kupfer, welcher concentrirt, durch bleiische Zuschläge entsilbert, dann durch Rösten und Auslaugen auf gemischten Vitriol mit 10—12 Proc. Kupfer verarbeitet wird.

Nordamerika.

Nordamerika.[3]) Zu Eureka in Nevada auf Atlashütte[4]) Verschmelzen von einem Gemenge von Bleiglanz, Bleicarbonat, Bleivitriol, Arsenkies und kalkigem, kieseligem und thonigem Brauneisenstein mit 23 Proc. Pb, 0,12 Proc. Ag und 0.0011 Proc. Au unaufbereitet und nur durch Steinbrecher zerkleint in oblongen 7förmigen Sumpföfen mit automatischem Stiche (Fig. 26—28, S. 37). Tägliches Schmelzquantum 41 700 kg trockenes Erz (3650 kg Wasser darin) und 9050 kg Schlacken derselben Arbeit, also 54 400 kg bei 7.5 cm weiten Düsen, $2^1/_2$—3 cm Quecksilbersäule des Windes aus Rootsbläsern; 1 kg Holzkohle trägt $6^1/_2$ kg Beschickung, welche sehr leichtschmelzig. Schlacken enthalten 26 SiO_2, 53 FeO, 6 Al_2O_3, 12 CaO, 3—8 Pb; Campagnen von 30—40 Tagen. Täglicher Erfolg von 9—10 t Werkblei mit 0.55 Proc. Ag und 0.0055 Proc. Au, auf der Bleihütte zu Omaha durch Zink nach Balbach's Process entsilbert. Ausbringen 80 Proc. Pb, 85 Proc. Ag und 92 Proc. Au. Aehnlich arbeiten die Schmelz- und Raffinirwerke der Richmond Mining Co.[5]), deren Oefen bei freiem Gestelle Kühlringe haben, und die Werke der Phönix Co.[6]) und der White-Pine Schmelzcompagnie.[7]) — Die Bleierze von Utah[8]) sind strengflüssiger, als die von Nevada, und vorwaltend quarzhaltig. Auf Winnamuckhütte verschmilzt man Erze mit 30—40 SiO_2, 6 bis 7 Fe_2O_3, 25 Pb und 0.2 güldischem Ag im runden 6förmigen Sumpfofen von

1) Kerl, Met. 2, 149, 261. B. u. h. Ztg. 1864, S. 298, 352; 1866, S. 26. Preuss. Ztschr. 15, 139. 2) Kerl, Met. 2, 148. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 271. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1865, S. 392, 395. Speiseanalyse in Rammelsb., Met. S. 239. 3) Preuss. Ztschr. 24, 321 (Mosler); Bd. 24, 25 u. 26 (Koch); Bd. 24 (Althans). B. u. h. Ztg. 1879, S. 445; Transact. of the Amer. Inst. of Min. Eng. 3, 307 (Eilers); Resources and Attractions of Utah, Omaha republican publishing House 1879 (B. u. h. Ztg. 1879, S. 331). 4) Preuss. Ztschr. 27, 160. B. u. h. Ztg. 1873, S. 352, 364. 386, 418, 449; 1879, S. 426, Taf. 13, Fig. 13—15. 5) Preuss. Ztschr. Bd. 27. B. u. h. Ztg. 1873, S. 450. 6) B. u. h. Ztg. 1873, S. 451. 7) B. u. h. Ztg. 1873, S. 451. 8) B. u. h. Ztg. 1872, S. 46; 1873, S. 83, 452; 1874, S. 298, 346; 1879, S. 164, 331, 357. Preuss. Ztschr. Bd. 27. Ann. d. min. 1 u. 4 livr. de 1874. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 42.





4.3 m Höhe, 1 m Weite unten und 1.5 m oben, Wind von 3—5 cm Quecksilberpressung bei folgender Beschickung: 100 Erz, 35 Rotheisenstein mit 65 Proc. Fe, 39 Kalkstein und 16 Schlacke, Durchsetzen von 15—16 t rohem Erze täglich, so dass 1 kg Holzkohle 2.8 kg Erz oder 5.4 kg Beschickung trägt. 3 wöchentliche Campagnen. Sonstige Werke sind die Germaniahütte[1]) von Billing und Eilers mit cylindrischen Oefen von 3.1 m Höhe und 1.3 m Weite mit Arents'schem Bleistiche. Beschickung 16 000 kg Erz, 2500 kg Eisenerz, 1750 kg Cokes (gleich zwischen den Möller gebracht), 1750 kg Holzkohlen, 1250 kg Kalk und 3000 kg basische Schlacke. Tägliches Durchsetzquantum 15 t Erz bei 2½ cm Windpressung auf 8—9 t Werkblei mit 0.5 Proc. Ag und 0.002 Proc. Au, zur Entsilberung mittelst Zinks nach Balbach's Process; ferner: Waterman Works, Chicagoschmelzwerke und Telegraphwerk, auf welchem man Erze mit 45 Proc. Pb und 25 Unz. Ag pro t mit Eisenstein, Kalk und geröstetem goldhaltigen Schwefelkiese in 7förmigen Rundöfen von 3.766 m Höhe verschmilzt, u. a. — In Colorado[2]) sind wegen Zinkgehaltes der Erze die Schwierigkeiten noch grösser, als in Nevada, wie der Schmelzprocess auf dem Werke der Boston-Silver-Mining Co. zeigt. Auf dem Blei- und Silberschmelzwerke von St. Louis[3]) werden Erze von Utah, Colorado und anderen Districten verschmolzen.

Marien- u. Münsterthaler Hütte u. s. w.

Sala[4]), Russberg im Banat[5]), Marienhütte[6]) im Kinzigthale, Münsterthaler Bleihütte[7]) führen oder führten Niederschlagsarbeit aus, während dieselbe auf Emser Hütte[8]) verlassen und die Joachimsthaler Silberhütte[9]) ganz auflässig geworden ist. In Příbram[10]) ist die frühere Niederschlagsarbeit in Vogl-schen Oefen der Röstreductionsarbeit in Rundöfen gewichen, wobei weniger Silberverluste in den Schlacken stattfinden (S. 57).

2. Capitel. Röstreductionsarbeit.

Wesen des Processes.

22. Allgemeines. Bei diesem Processe (S. 3, 33, 56) sollen Schwefelmetalle durch Röstung in Oxyde übergeführt, dann einem reducirend-solvirenden Schmelzen bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur unterworfen werden, wobei sich das Bleioxyd reducirt, während weniger leicht reducirbare fremde Metalloxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd u. s. w.) neben erdigen Bestandtheilen verschlackt werden.

Man unterwirft diesem Processe[11]):

Anwendbarkeit.

a) an fremden Schwefel-, Antimon- oder Arsenmetallen so reiche Erze, dass sich dieselben weder zur Flammofenarbeit (S. 6), noch zur Niederschlagsarbeit (S. 55) wegen zu grossen Eisenconsums und Erzeugung unreiner Bleie und grosser Steinmengen eignen (Unterharz, Freiberg, Příbram, Müsen, Fahlun, Bottino, Ungarn, Holzappel, Ems, Stolberg u. s. w.);

b) reine, an fremden Schwefelmetallen ärmere oder davon freie Erze, welche wegen eines grösseren Erden- namentlich Kieselsäuregehaltes den Flammofenprocess ausschliessen (S. 4), sich aber für die Niederschlagsarbeit eignen würden, wenn nicht besondere Erzbeschaffenheit (Mangel an Kupfer und grösserer Silbergehalt), sowie Localverhältnisse, namentlich Materialpreise (billiges Brennmaterial zum Rösten, theures Zuschlagseisen) diesem Processe das Wort redeten (Commern, Oberharzer Versuche, S. 56).

---

1) Preuss. Ztschr. 27, 165. B. u. h. Ztg. 1879, S. 426, Taf. 18, Fig. 11 u. 12. 2) Preuss. Ztschr. 27, 170. B. u. h. Ztg. 1878, S. 371. Iron 1877, Nr. 225. Engin. and Min. Journ. 1877, Vol. 23, Nr. 14. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 110. 4) Kerl, Met. 2, 161. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 197. 5) Kerl, Met. 2, 162. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 421. Kerl, Met. 2, 159. 7) B. u. h. Ztg. 1861, S. 176. Kerl, Met. 2, 159. 8) Kerl, Met. 2, 160. 9) Kerl, Met. 2, 156. 10) Kerl, Met. 2, 153. Erzanalysen: Leob. Jahrb. 1864, Bd. 13, S. 25. Vogl'sche Oefen in Rittinger's Erfahr. 1863, S. 37. 11) Vergleichung der Röstreductionsarbeit mit anderen Processen in B. u. h. Ztg. 1874, S. 85.

Einfluss eines Kupfer- und Silbergehaltes.

Ein **Kupfergehalt** tritt, wenn man durch schwächeres Rösten auf eine Steinbildung hinwirkt, zum grössten Theile in den Stein, theilweise jedoch, und zwar mehr als bei der Niederschlagsarbeit, in Schlacke und Werkblei, aus welchem letzteren derselbe bei der Entsilberung durch Zink abgeschieden wird. Ein Zinkblendegehalt, welcher grossentheils in die Schlacke geht, führt auch mehr Kupfer und Silber in dieselbe.

Nach **Mrázek**[1]) tritt z. B. der in den **Přibramer** zinkischen Bleigeschicken befindliche Kupfergehalt beim Verschmelzen der gerösteten Erze grösstentheils in die Schlacke (0.25 Proc.), ein Theil in Werkblei (0.085—0.164 Proc.), Bleistein (0.5 bis 0.9 Proc.) und Krätzspeise (1.5 Proc.), bei deren weiterer Verarbeitung derselbe gleichfalls in den Schlacken, den Handelsbleien, den Glätten (bis 0.1 Proc.) und dem Abstriche (bis 0.86 Proc.) verloren geht.

Für **silberhaltige kupferfreie** Erze giebt die Röstreductionsarbeit, indem man durch eine möglichst vollständige Röstung einen Steinfall zu vermeiden sucht, geringere Silber- und Bleiverluste, als die mit Entstehung silberreicher Steine verbundene Niederschlagsarbeit. Kommt aber neben dem Silber merklich **Kupfer** in den Erzen vor, welches in einem Steine concentrirt und daraus gewonnen werden muss, so kann, wenn der Kupferextractionsprocess die gleichzeitige Gewinnung des Silbers im Steine zulässt, die Niederschlagsarbeit wegen Erzielung silberärmerer Schlacken Vorzüge haben (**Oberharz**, S. 56, 60).

Verminderung der Steinbildung.

Da beim Rösten von reinen oder mit anderen Schwefelmetallen vermengten Bleiglanzen stets neben Oxyden **Sulfate** entstehen (Allg. H. S. 18) und diese zum Theil auch bei sehr hohen Temperaturen gar nicht oder nicht vollständig in Oxyde übergeführt werden (z. B. Blei- und Zinksulfat), so geben diese Sulfate beim reducirend-solvirenden Schmelzen zur **Steinbildung** Veranlassung, welche bei kupferfreien und silberhaltigen Erzen, wie bemerkt, unerwünscht sein kann. In solchem Falle sucht man die Sulfate in der letzten Periode der Röstung bei gesteigerter Temperatur und Zuschlag von **Quarz** oder quarzigen Erzen (wenn ersterer nicht schon in den Erzen genügend vorhanden ist, z. B. in Commern) unter Austreibung der Schwefelsäure in Silicate zu verwandeln (**Schlackenröstung**), aus denen dann beim Schmelzen das Bleioxyd durch eisenoxydulhaltige Zuschläge ausgeschieden wird (**Commern**, **Stolberg** u. s. w.).

Zuweilen werden auch Schliege in Flammöfen zum Fritten gebracht, um die für das Schmelzen im Schachtofen geeignetere Stückform zu erhalten.

Schwefelmetalle in den Schlacken.

Geringe Mengen Stein scheiden sich zwischen Werkblei und Schlacke nicht ab, sondern gehen in die letztere, ohne sich darin selbst mit bewaffnetem Auge entdecken zu lassen (**Přibram**, **Commern**, **Stolberg** u. s. w.).

Nach den Untersuchungen von **Mrázek**[2]), welcher in den Přibramer Singulosilicatschlacken 9.5 Proc. Schwefelmetalle fand, scheinen diese weder als überall zweifelhafte **Sulfosilicate**[3]), noch als **Oxysulfurete** bei der noch hinreichend sauren Beschaffenheit der Schlacke in letzterer vorhanden zu sein, sondern in Folge nicht chemischer, sondern mechanischer Molekularwirkung, durch **Adhäsion**, in den Schlacken zurückgehalten zu werden, wie bei Aufnahme von Kupferoxydul in

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315. 3) **Le Play**, die Waleser Kupferhüttenprocesse, deutsch von **Hartmann**, 1851, S. 101. B. u. h. Ztg. 1865, S. 85.

Kupfer, Löslichkeit von Speisen in Lechen, Lösung ätherischer Oele in Wasser u. A. Es scheint nach den angestellten Analysen die Auflöslichkeit des Einfachschwefeleisens durch einen Zinkblendegehalt begünstigt zu werden, mit dessen Abnahme in der Schlacke auch ersteres geringer wird. Auch wird um so weniger Schwefeleisen aufgelöst, je mehr sich dasselbe dem Halbschwefeleisen nähert, woher es kommt, dass bei Zerstörung des Einfachschwefeleisens und Anwesenheit von nur Halbschwefeleisen und Halbschwefelkupfer sich neben Schlacke Bleistein ausscheidet. Kommen Einfach- und Halbschwefelmetalle zusammen vor, so bilden letztere einen sich absondernden Stein und erstere (Zn S, Fe S, Pb S, Ag S) lösen sich, was zu Metallverlusten führt, in der Schlacke auf. Bei blendereichen Erzen schlägt man wohl rohen oder schwachgerösteten Bleistein zu, um das Zink in den Stein zu führen, sowie eine grössere Menge Schlacke ebenfalls zur Aufnahme von Zink. Es bedarf dann aber einer sehr basischen, eisenoxydul- und wenn möglich barythaltigen Schlacke, welche, ohne ihre leichtflüssige Beschaffenheit zu verlieren, erhebliche Mengen von Zinkoxyd und mässige Mengen von Schwefelzink aufnehmen kann, während eine höher silicirte Schlacke dadurch schwerschmelzbar und zähflüssig wird. Man schlägt deshalb z. B. zu Oker an 40 Proc. eisenreiche Schlacken vom Kupfererzschmelzen beim Verschmelzen der blendigen Bleierze zu. Weichen zinkhaltige Leche in ihrem specifischen Gewichte von demjenigen einer eisenreichen Schlacke nicht sehr ab, so entstehen wegen unvollständiger Trennung kupferreichere Schlacken (z. B. Unterharzer Melirerzschlacken mit 3/4 Proc. Cu).

Nach Vorstehendem wirkt ein Zinkblendegehalt, indem Schwefelzink gern in die Schlacke geht und andere Schwefelmetalle (von Ag, Cu, Pb) mit sich führt, schädlich, wenn derselbe nicht durch Röstung vollständig, was indess seine Schwierigkeiten hat, in Oxyd übergeführt und dieses dann verschlackt wird. Ein Theil des oxydirten Zinkes reducirt sich in der Schmelzzone, Zink steigt dampfförmig auf, oxydirt sich in oberen Ofentheilen wieder und bildet die Schmelzcampagne verkürzende zinkische Ofenbrüche (Unterharzer Ofengalmei). Einfluss der Zinkblende.

Es regenerirt sich stets Schwefelzink entweder aus Zinksulfat oder indem durch Reduction von Zinkoxyd durch Kohle oder Eisen gebildeter Zinkdampf im Ofen aufsteigt und Schwefel aus Bleiglanz oder Sulfaten bei Gegenwart von Kohlenoxyd oder solchen aus Schwefelkohlenstoff u. s. w. (S. 58) aufnimmt, so dass ein Zinkblendegehalt unter allen Umständen störend wirkt, namentlich Silberverluste herbeiführt und grössere Schlackenzuschläge erfordert (S. 69). Schwefelzink wird durch oxydisches Eisen in Zinkoxyd übergeführt und zur Verschlackung disponirt; bei nicht zu basischer Schlacke hat Zinksilicat zur Reduction wenig Neigung. Eisen zerlegt sowohl Schwefelzink als Zinkoxyd. Von der Reaction eines zinkischen Steines auf eisenreiche Schlacke war bereits (S. 57) die Rede. Erze, in welchen viel Zinkblende mit den anderen Bestandtheilen so innig verwachsen ist, dass eine Aufbereitung derselben keine Scheidung zulässt, werden wohl im gerösteten Zustande durch Extraction mit Wasser auf Zinkvitriol[1]) benutzt (Unterharz) oder beim Schmelzen wird etwas Zink daraus gewonnen (Unterharzer Zinkstuhl).

Spence[2]) trennt Zinkblende von Bleiglanz mittelst Salzsäure.

Als ein Mittel, den Zinkgehalt der Erze vor der Schmelzung möglichst zu beseitigen, hat man in Freiberg[3]) besonders wirksam gefunden die möglichst vollständige Abröstung der blendigen Erze im Gerstenhöfer'schen Schüttofen und dann im Fortschaufelungsofen, hierauf ein reducirendes Schmelzen des Röstgutes mit Cokespulver im Flammofen, wobei das reducirte dampfförmige und wieder oxydirte Zink als Zinkgrau gewonnen werden kann. Mit steigendem Zinkgehalte im Erze muss man beim reducirend-solvirenden Schmelzen, wie bemerkt, auch die Schlackenzuschläge vermehren und die Beschickung so (durch Zuschlag von rohem oder wenig geröstetem Erze oder Steine) einrichten, dass möglichst viel Stein fällt, welcher so wie die Schlacke als Auflösungsmittel für Zink dient. Da dann aber die Schlacken häufig nicht absetzbar sind, so verschmilzt man sie nochmals mit schwefelhaltigen Sub-

1) Muspratt's Chemie, 3. Aufl. 7, 1840, 1346. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S 248. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

stanzen (Bleistein, Kiesen u. s. w.) auf Rohstein (Freiberg). In Tarnowitz werden zinkische, im Sinterofen[1]) behandelte Bleierze im 5förmigen Rundofen mit automatischem Stiche[2]) verschmolzen und das dabei verdampfende und dann oxydirte Zink in weiten Gasleitungen aus Blech gewonnen, welche mit theils nassen, theils trockenen Staubsäcken versehen sind, in denen viel Zinkoxyd gewonnen wird.

Einfluss von Arsen und Antimon.

Antimon und Arsen, beim Rösten der Erze nur unvollständig entfernt, sammeln sich im Steine an und geben bei dessen Verschmelzung im gerösteten Zustande Speisen, welche Kupfer, Blei und zugleich einen relativ erheblichen Theil des im Steine enthaltenen Silbers und Goldes aufnehmen, sowie auch andere Unreinigkeiten, was bei kupferhaltigen Steinen behufs Erzielung reineren Kupfers aus dem Concentrationssteine erwünscht sein kann (Unterharz).

Neuere Fortschritte.

Während die auf den meisten Hütten angewandten Röstreductionsprocesse früher bei der gewählten unvollkommenen und ungleichmässigen Röstung in Haufen und Stadeln, sowie beim Schmelzen des Röstgutes in ein- oder zweiförmigen Schachtöfen bei einem Chargirverfahren in vertikalen Säulen, also beim Nasenschmelzen, viel zu wünschen übrig liessen, so hat man neuerdings wesentlich günstigere Resultate erzielt durch vollkommnere Röstapparate (Kilns, Kiesbrenner oder Flammöfen, namentlich Fortschaufelungsöfen), Controlirung der Röstung durch maassanalytische Schwefelproben, Anwendung von Rundöfen bei horizontalem Chargiren, Nutzbarmachung der schwefligen Säure bei Röstungen u. s. w. Verschiedene Beschaffenheit der Erze und locale Verhältnisse veranlassen behufs Erreichung des ökonomisch günstigsten Resultates Modificationen des Processes.

Da die Schmelzbeschickungen in Folge grösseren Zuschlages von oxydirtem Eisen basisch sind, so eignet sich für die Schmelzöfen ein basisches Futter[3]), wie es z. B. Thomas, aus magnesiahaltigem Kalksteine unter Zusatz von Kieselsäure, Thonerde und Eisenoxyd bei intensiver Weissgluth gebrannt, bei Bessemeröfen anwendet.

Auswahl der Röstmethode.

23. Rösten der Bleierze. Die Auswahl des Röstverfahrens richtet sich hauptsächlich nach dem (z. B. von einem Kupfer- oder Zinkblendegehalte abhängenden) zu erzielenden Grade der Röstung (vollständiger in Flamm- und Gefässöfen, als in Haufen, Stadeln und Schachtöfen), nach dem Aggregatzustande und dem Metallgehalte des Erzes (Stücke und eingebundene Schliege oder Stöckel in Haufen, Stadeln und Schachtöfen, Schliege in Flamm-, Schütt- und Gefässöfen), nach der Qualität und den Preisen des Brennmateriales u. A. Von dem Rösten der Antimon-, Arsen- und Schwefelmetalle war in Allg. H. S. 18 und 20 ausführlicher die Rede; es möge darüber das Nachstehende kurz erwähnt werden.

Röstverhalten.

Die Schwefelmetalle geben beim Rösten[4]) Oxyde und Sulfate, welche letzteren bei steigender Temperatur etwa in nachstehender Reihenfolge ihre Schwefelsäure immer schwieriger abgeben: Silber-, Eisen-, Kupfer-, Zink-, Nickel-, Kobalt-, Mangan-, Bleisulfat. Zinksulfat erfordert schon sehr starke Rothglühhitze zur Entlassung der letzten Antheile Schwefelsäure, Bleisulfat[5]) giebt die Säure erst bei Eisenschmelz-

---

1) Preuss. Ztschr. 19, 158. 2) Preuss. Ztschr. 22, Taf. 8. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 131. Ztschr. d. B. u. h. Vereins f. Steierm. u. Kärnthen 1879, Nr. 10, S. 353. 4) Kerl, Met. 1, 21; 2, 168. Plattner's Röstproc. S. 86. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 63. 5) Bode, c. l. S. 63.

hitze grossentheils ab. Kommen mehrere Schwefelmetalle zusammen vor, so kann sich obige Reihenfolge ändern und neben Sauerstoff der Luft auch die freiwerdende Schwefelsäure auf noch unzersetzte Schwefelmetalle oxydirend einwirken. So geht ein Gemenge der Schwefelmetalle von Fe, Cu, Ag, Zn und Mn in dieser Reihenfolge bei allmählich steigender Temperatur in Sulfat und Oxyd über, so dass z. B. ein Gemenge aus Bleiglanz, Schwefelkies, Kupferkies und Zinkblende bei einer gewissen Temperatur und einer gewissen Röstzeit nahezu enthalten kann: Eisen- und Kupferoxyd, Zinksulfat und Bleisulfat neben unzersetztem Bleiglanze. Aus einem solchen Röstgute lässt sich das lösliche Zinksulfat extrahiren und nutzbar machen (Unterharzer Zinkvitriolgewinnung, S. 69). In dieser Weise lässt sich aus Gemischen von Schwefel- und Kupferkies nach vorsichtigem Rösten durch Wasser Kupfersulfat ausziehen (kupferhaltige Steine zu Bottino). Beim Rösten entstandene arsen- und antimonsaure Salze, sowie Zinksulfat enthaltende Producte (geröstete Skumnas) werden bei Einmengung von Kohle leichter zerlegt, als durch Hitze allein. Schwefelkiesreiche Stückerze können beim Rösten in Haufen oder Stadeln eine Schwefelgewinnung zulassen (Unterharz, S. 72).

Einen Silberverlust beim Rösten veranlassen besonders Zinkblende, Antimon- und Arsenverbindungen; Schwefelantimon begünstigt wegen Leichtschmelzbarkeit die Bildung von Sinterknoten; Spatheisenstein geht in Eisenoxyd über; Kalk absorbirt Schwefelsäure, welche, sowie solche aus Schwerspath, beim Schlackenrösten durch Kieselsäure zum Theile wieder ausgetrieben werden kann. Einen grossen Uebelstand bei der Röstreductionsarbeit bildet die beim Rösten entstehende und für die benachbarte Vegetation schädliche schweflige Säure, welche, weil sie mit den Feuergasen aus Flammöfen vermischt, zur Darstellung von Schwefelsäure nicht zu benutzen ist. Auch ist zu ihrer Beseitigung keines von den S. 53 und theilweise im Gr. d. allg. H. S. 315 genannten Mitteln völlig hinreichend wirksam und bleibt deshalb häufig nichts anderes übrig, als sie in sehr hohen Essen abzuleiten, in welche man wohl noch zur weiteren Verdünnung der Gase Luft durch einen Ventilator einbläst. Während bei der Röstung des Steines (S. 53) anfangs sich die schweflige Säure massenhaft entwickelt und dann später sehr verdünnt ist, so haben die Gase vom Rösten der Erze im Flammofen eine mehr gleichmässige Zusammensetzung, welche weniger schädlich ist, als wenn sich plötzlich grössere Massen Säure, z. B. bei feuchtem Wetter, entwickeln. Ob die Anwendung von Wasser und Kalk (S. 54) zur Absorption der schwefligen Säure immer hinreichend wirksam sein wird, müssen noch Versuche ergeben.

Ueber die Mengen schwefliger Säure, welche verschiedene Schwefelmetalle zur Erzeugung von Schwefelsäure beim Rösten zu geben vermögen, hat Bode (Allg. H. S. 386) interessante Daten mitgetheilt.

Nachstehende Röstmethoden können zur Anwendung kommen: **Röstmethoden.**

1) Haufenröstung für schwefelkiesreiche Stückerze oder Stöckel behufs unvollkommener Abröstung, z. B. bei einem Kupfergehalte, ist hinsichtlich der Arbeitslöhne wegen nicht erforderlicher Zerkleinerung der Erze und nicht Erfordernisses eines besonderen Apparates billig (z. B. bei den geringwerthigen Rammelsberger Bleierzen wichtig, namentlich für die Erzeugung von Zinkvitriol), gestattet aber nur eine sehr unvollkommene Ausnutzung eines meist guten Brennstoffes (Scheitholz), und der Erfolg ist von Witterungsverhältnissen abhängig; bei intermittirendem Betriebe und langer, auf die Capitalverzinsung ungünstig wirkender Röstzeit erfolgt ein sehr ungleichmässiges Product, was wieder auf den Schmelzgang störend influirt. Schwefelärmere Erze und Producte (z. B. Steine) erfordern eine Bedachung (Rösthäuser) oder bedürfen einer Einlagerung von Brennmaterial statt nur einer Unterlage davon (Müsen, Rothenbach). Wegen dieser Schattenseiten ist das Haufenrösten neuerdings häufig durch Kilns- und Flammöfenröstung verdrängt und überall nur für an Schwefel- und Kupferkies reichere gröbere Erze in Anwendung. **Haufenröstung.**

Beispiele. Unterharz.

Unterharz.[1]) Rösten der Rammelsberger Bleierze mit 4—10 Proc. Pb und durchschnittlich 14.0 Bleiglanz, 36 Zinkblende, 24 Schwefelkies, 1.5 Kupferkies, 16 Schwerspath und 8.5 sonstigen Gangarten (nach einer neueren Analyse Pb 9.96, Cu 1.19, Fe 12.41, Zn 18.50, Ag 0.014, entsprechend 11.45 Bleiglanz, 3.40 Kupferkies, 24.96 Schwefelkies, 27.75 Blende und 32.44 Gangarten) in Haufen (Fig. 53, 54)

Fig. 53.

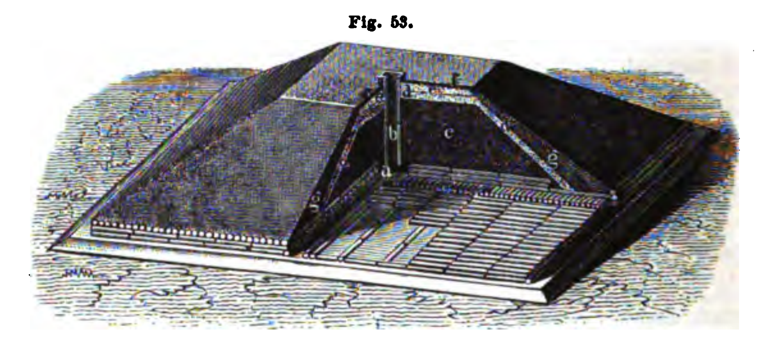
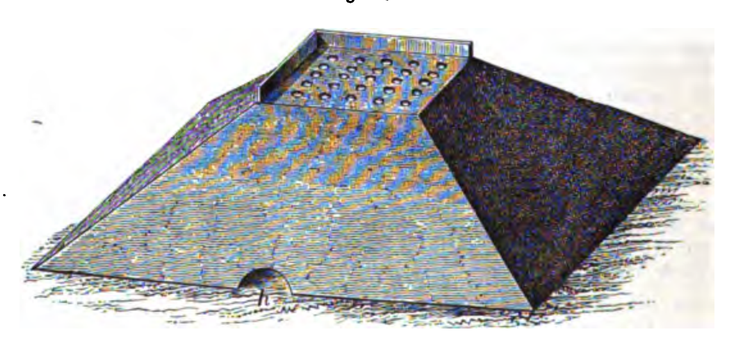


Fig. 54.



a Holzunterlage. *b* Zugschacht. *c* Stufferze. *d* Bergkern. *e* Waschkern. *f* Gräupel. *g* Erzklein, darauf Schliegdecke mit 25 Schwefellöchern. *h* Zündcanal.

auf einer 0.15 m hoch aus Schlacken und darauf 0.15 m hoch aus Thon aufgestampften quadratischen Sohle von 9.25 m Seite unten, darauf etwa 25 cbm Zugcanäle lassendes Scheitholz, Aufstürzen 1.40 m hoch von 70 000—75 000 kg Stufferzen (15—20 cm Grösse) unter Ausfüllung der Zwischenräume mit Gräupeln, darauf 42 500—47 500 kg Bergkern von Faustgrösse und Waschkern von Walnussgrösse resp. 0.15—0.20 und 0.10—0.20 m hoch, dann 4000—5000 kg Gräupel, etwa 0.10 m hoch, wo dann der abgestumpft pyramidale Haufen bei 2 m Höhe unten 8.20, oben 3.10 m Seitenlänge hat. Ueberstürzen des Haufens mit Schlieg zur Regulirung des Luftzutrittes, so dass der ganze Haufen etwa 120 000—130 000 kg Erz fasst. Ueberdecken des Haufens mit bereits geröstetem trockenen Erzklein, so dass der Haufen unten 9.10 m und oben 3.30 m Seitenlänge hat; Anzünden des Haufens an der dem Winde entgegengesetzten Seite, möglichst rasches Abbrennen des Holzes (in 16—20 St., bei ungünstigem Wetter bis 48 St. und darüber); Leitung des Feuers im Haufen durch sorgfältiges Schliessen entstandener Risse, Wegräumen oder Verstärken der Vitriolkleinschicht besonders in den ersten 3 Tagen, dann Ruhenlassen der Röste bis zu 8 Tagen, von Zeit zu Zeit Wegräumen der Schliegdecke an mehreren Stellen während einiger Stunden, bis sich flüssiger Schwefel hier zeigt, Entfernen der ganz auf der Oberfläche befindlichen Schliegdecke während einiger Tage, bis erstere von verdampftem und condensirtem

1) Allg. H. S. 211. Kerl, Unterharzer Hüttenprocesse 1860, S. 20. Preuss. Ztschr. Bd. 25. Plattner's Röstprocesse S. 44, 369.

Schwefel nass erscheint (die Röste wird fett), Ausbreiten von Vitriolklein locker darüber, Stehenlassen während 8 Tagen, Aufhauen der hart gewordenen Oberfläche zur Auflockerung, Entfernung der Decke von Schlieg und Vitriolklein, sobald sie etwa 0.10 m tief von flüssigem Schwefel durchdrungen ist, Einstampfen von 25 halbkugelförmigen Löchern von 0.30 m Weite und 0.15—0.20 m Tiefe in die obere Fläche, Nachstampfen der Löcher mit einer flachen Keule, Bedecken der Löcher etwa 0.03 m hoch mit gesiebtem Vitriolklein, Dichtschlagen desselben und gleiche Behandlung der Zwischenräume zwischen den Löchern und der Röstekante, worauf diese Theile auch noch mit einer 0.05 m dicken Lage Schlieg überstampft werden, damit die Schwefeldämpfe nach den Löchern sich hinziehen und sich hier condensiren, von wo der flüssige Schwefel in einen angenässten Eimer ausgeschöpft und als Roh- oder Tubbenschwefel an die Oker'sche Schwefelsäurefabrik abgegeben wird. Schutz des Haufens durch ein mobiles Bretterdach gegen Witterungseinflüsse. Nach der 2—6 Wochen dauernden Sublimation von Schwefel Stehenlassen der Röste noch 3—4 Monate, so dass die ganze Röstzeit 5—6 Monate beträgt. Feuchte, mässig bewegte Luft ist für das Schwefelausbringen am günstigsten. Reichliche Sulfatbildung bei der ersten Röstung, Entstehung von 30 Proc. und mehr in kaltem Wasser löslicher Salze. Nach beendigter erster Röstung Abräumen der äusseren Kruste mit 50—60 Proc. löslichen Salzen, meist Eisensulfat und zur Zinkvitrioldarstellung nicht geeignet; Aufstürzen des Uebrigen nach dem Zerschlagen der Stücke behufs der zweiten Röstung auf eine Holzunterlage zu Haufen von 25—30 m Länge und 10 m Breite unter Bedachung, Röstdauer 6—8 Wochen, Erforderniss von 30—40 cbm Fichtenholz für einen aus 3—4 Rösten des ersten Feuers gebildeten Haufen; Gehalt an löslichen Salzen nach Laugeproben an 30 Proc. Vornahme einer dritten Röstung, indem man die die Oberfläche bildenden Erze der zweiten Röstung in die Mitte des Haufens bringt, Röstdauer 4—5 Wochen, ganze Dauer etwa 1 Jahr. Ausharken der gröberen Erze für das Schmelzen, des Kleins mit etwa 25 Proc. löslichen Salzen zur Zinkvitriolbereitung.[1]) Gut geröstete Erze sind schwarz, mürbe und voller wasserfreier Vitriole. Eisensulfat ist nahezu vollständig zersetzt, auch Zinkvitriol unter Abscheidung von Zinkoxyd in hellgelben, stark seidenglänzenden Nadeln (Röstenstahl), aber viel Zinkvitriol ist auch noch unzersetzt. Beim Rösten der Grau- und Braunerze in Kilns liess sich zwar schweflige Säure für die Schwefelsäurebereitung gewinnen, aber es erzeugte sich viel, den Schmelzprocess störendes Zinkoxyd, welches nur unter Säurezusatz ausgelaugt werden konnte. Durch die Auslaugung des dritten Haufen-Röstkleins mit Wasser wird nicht nur das Erz für den Schmelzprocess tauglicher, sondern der ausgebrachte Zinkvitriol wirft einen nicht unbeträchtlichen Gewinn ab. Behufs Benutzung des Flugstaubes vom Verschmelzen der Erze mit bis 30 Proc. Zinkoxyd bedarf es einer Laugung mit Schwefelsäure. Das ausgelaugte Erzklein wird vor dem Schmelzen entweder bei günstiger Witterung an der Luft oder meist in besonderen Flammöfen bei Steinkohlenfeuerung getrocknet unter öfterem Umstechen mit Spateln; Trocknen von 9000—10 000 kg Erzklein in 24 St. in einem Ofen mit 5 m langem und 3.5 m breitem Herde bei einer Rostlänge und Breite von resp. 0.80 und 0.50 m.

Müsen. Müsen (Rothenbacher Hütte). Aelteres Verfahren[2]): Rösten von 50—60 000 kg Bleierzen in 0.941—1.569 m hohen Haufen von 5.020—5.648 m unterer Breite, Holzunterlage und Holzkohleneinlage. Röstdauer 4—6 Wochen. Neuerdings[3]) Rösten der Bleierze im Fortschaufelungsofen mit folgenden Vortheilen: $^{19}/_{20}$ Ersparung an Röstzeit, gleichmässigere und vollkommenere Röstung, Beseitigung der Röstdämpfe, Vereinfachung des Schmelzbetriebes; Fahlerzschlieg mit Kalk angepatzt wird in Stadeln geröstet, weil er im Flammofen zu stark stäubt und grösserer Verlust entsteht, Stückerze ohne Kalk; Kupferkies bleibt roh.

Lagunilla. Lagunilla[4]) (Mexiko). Rösten in Haufen von 10 000 kg Inhalt, Schmelzen im 2.2 m hohen Sumpfofen bei Wassertrommelgebläse.

Stadelröstung. 2) Stadelröstung (Allg. H. S. 212) gestattet im Vergleiche zu freien Haufen vollständigere Röstung und bessere Ausnutzung des Brennmateriales, aber beide immer noch unvollkommen genug bei theureren Arbeitslöhnen. Die Stadeln mit horizontaler Sohle

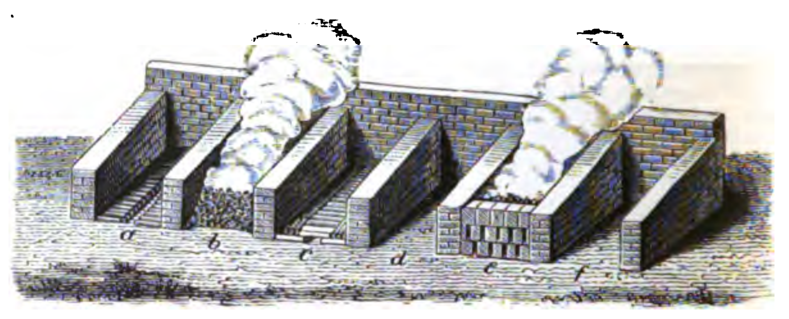
---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1860, S. 175. Muspratt's techn. Chemie 7, 1340, 1346. Preuss. Ztschr. Bd. 25. B. u. h. Ztg. 1854, S. 283. 2) Kerl, Met. 2, 210. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 91. Kerl, Met. 2, 456. 4) Preuss. Ztschr. 21, 36.

(Fig. 55) erfordern besseres Brennmaterial (Scheitholz), als die mit geneigter Sohle und Flammenfeuer (Freiberger oder Wellnersche



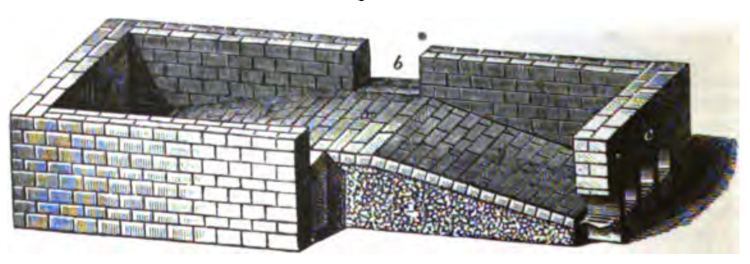
Fig. 55.



a Röstholzlage ohne das Deckholz in *c*. *b* offenes Feld. *e* geschlossenes Feld. *d* und *f* leere Felder.

Stadeln, s. Allg. H. S. 215 und Fig. 56); es tritt aber in den Flammenzügen leicht eine Sinterung ein. Nach dem Abrösten auf der einen

Fig. 56.



a horizontale Fläche, durch *b* zugängig. *c* Feuerungen, aus denen die Flamme durch Canäle zieht, welche aus Erzstücken auf der schrägen Fläche *d* errichtet sind. *e* Schlackenunterlage.

schrägen Fläche wird das Röstgut behufs weiterer Abröstung auf die andere geneigte Sohle gebracht und nochmals befeuert. Zur Abführung der Röstgase und Dämpfe kann ein in der Mitte der Stadel durchbrochener Schacht[1]) dienen (Fig. 57).

Beispiele. Fahlun. Fahlun.[2]) Rösten eines mit Zinkblende, Kupferkies und viel Schwefelkies gemengten Bleiglanzes mit 6—10 Proc. Blei in 4.157—5.344 m langen, 2.969—3.563 m breiten und 1.188—1.781 m hohen Stadeln bei 0.297 m starker Holzunterlage und eingemengten Kohlen zur Zerlegung des Zinksulfates. 78 090 kg Erz erfordern 8.5 cbm Holz bei 3—4 wöchentlicher Röstdauer.

Rhonehütten. Rhonehütten.[3]) Stadeln von 2.5 m Länge, 2 m Breite und 2.1 m Höhe für 14—15 000 kg Erz mit 40—50 Proc. Blei, mit Zwischenlagen von 1500 kg Holz.

Müsen. Müsen.[4]) Röstung der mit den Bleierzen zu verschmelzenden Fahlerze (S. 73) in 4.079—5.335 m langen, 2.51 m breiten und 1.726 m hohen Stadeln mit Zwischenlagen von Holzkohlen. 20 000—25 000 kg Erz in 2—4 Wochen geröstet mit 0.601 cbm Holz und 1.1 cbm Kohlen pro 5000 kg.

Freiberg. Freiberger Stadeln dienen häufig zum Rösten der Bleisteine (Freiberg, Přibram).

Přibram. Přibram.[5]) Frühere Röstung in Stadeln.

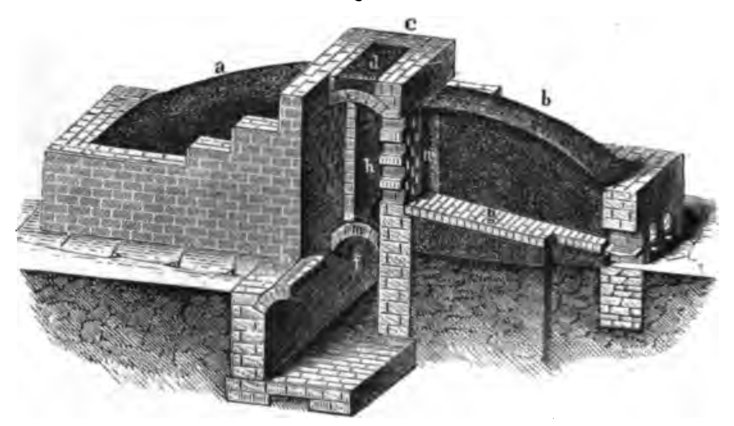
---

1) Plattner's Röstpr. S. 336. 2) B. u. h. Ztg. 1855, S. 37; 1861, S. 195. Kerl, Met. 2, 184. 3) Kerl, Met. 2, 222. 4) Kerl, Met. 2, 210. 5) Oest. Ztschr. 1856, S. 324; 1857, S. 256.

3) Schachtofenröstung (Allg. H. S. 222). Dieselbe kommt in Anwendung: **Schacht-ofen-röstung.**

a) für Erz- und Steinbruchstücke oder zu Stöckeln geformte Schliege, welche wegen geringen Bleigehaltes zum Sintern wenig geneigt sind und einer vollständigen Abröstung nicht bedürfen. **Bruchstück-röstung.**

Fig. 57.

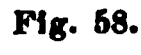


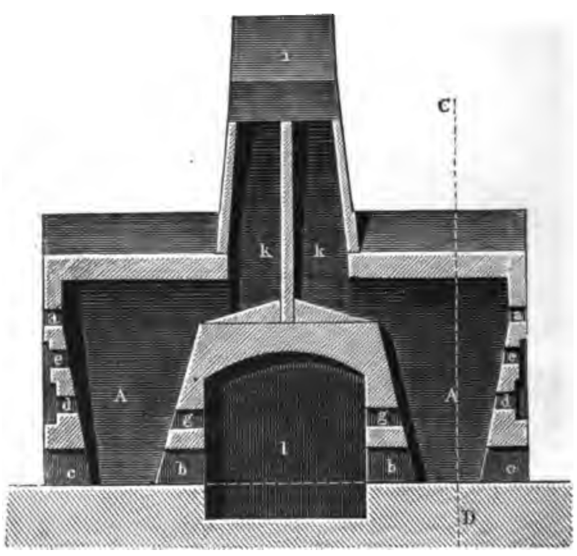
a und *b* mit Röstkläre dicht bedecktes Haufwerk (z. B. 75 000 kg Rohstein) auf der 5.648 m langen und 3.766 m breiten Sohle *g*. *c* gemeinschaftlicher Schacht für zwei Stadeln, 3.766 m lang und 1.569 m weit mit Zunge *h* und oben mit einem Gewölbe *e* und Schutt *d* darauf geschlossen. *f* zur Esse führender Canal 2.51 m hoch und 6.904 m tief, mit welchem die Stadel durch einen Schieber in Verbindung gesetzt oder diese aufgehoben werden kann. *m* Bogen. *n* Quarz, als Contactsubstanz wirkend.

Trotz höherer Arbeitslöhne gewähren dann Schachtöfen grosse Vortheile durch Ersparung an Brennmaterial und Nutzbarmachung der auf die Umgebung schädlich wirkenden schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung (Freiberg, Oberharz, Unterharz), welche letztere jedoch meist nur bei schwefelkiesreicheren Bleierzen unter besonders günstigen Local-, z. B. Transportverhältnissen ökonomisch vortheilhaft ist (S. 53). Bleierze mit etwa 35 Proc. Blende und 25 Proc. Schwefelkies geben für die Schwefelsäurebereitung geeignete Röstgase. Bei einem Arsengehalte der Erze werden die Röstgase, bevor sie in die Bleikammern gelangen, durch Kühlvorrichtungen (erst Canäle aus getheerten Ziegeln, dann Bleikammern) geleitet (Freiberg). Bedarf es bei schwefelarmen Erzen einer Einmengung von Brennmaterial oder einer solchen zur Zersetzung von Sulfaten (Zinksulfat), so wird die schweflige Säure für die Schwefelsäurebereitung weniger nutzbar. Schwefelreiche, leichter sinternde Erze röstet man am besten in nach oben sich erweiternden Oefen (Kilns) mit Luftzuführung oben, während schwefelärmere Erze mehr prismatische oder nach oben zusammengezogene Schächte von grösseren Querschnitten erfordern, wo dann Roste in der Ofensohle eine gleichmässige Luftzuführung erleichtern. Die Ofenwände werden zunächst durch Feuern im Ofen glühend gemacht, hierauf Erze eingetragen, deren sich oxydirender Schwefel dann die Rösttemperatur unterhält. Kiesbrenner (Fig. 88) mit drehbaren Roststäben und niedrigerer Erzlage geben nicht die erforderliche Hitze für Bleierze.

Beispiele. Unterharz.

Unterharz.[1]) Rösten von melirten Erzen (Kupfer- und Bleierze mit viel fremden Schwefelmetallen) und schwefelkiesreichen Bleierzen in Kilns (Fig. 58) von





A Ofenschacht. *a* Chargiröffnungen. *b* und *c* Ausziehöffnungen. *d*, *e* und *g* Räumlöcher. *k* und *i* Gasabzüge. *l* Canal.

1.99 m Höhe, 1.26 m Seite oben und 0.63 m Seite unten (Allg. H. S. 228). Die Melirerze mit etwa 11 Bleiglanz, 15 Kupferkies, 28 Zinkblende, 25 Schwefelkies, 14 Schwerspath und 7 sonstigen Gangarten werden für die Schwefelsäurefabrikation auf 10 bis 12 Proc. Schwefel abgeröstet, dann zweimal in Haufen mit Bedachung, wie die Bleierze (S. 73), nachdem das Feine von dem Groben durch einen Rätter getrennt ist. Das Klein dient als Unterlage für die gröberen Stücke; 150 000—250 000 kg in einem Haufen bei einem Verbrauche von 1 cbm Holz auf 5000 kg Erz, beim zweiten Feuer 0.9 cbm und bei resp. 4 und 3 Wochen Brenndauer. Erfolg von nur $^1/_5$ des Zinkvitriols von den Bleierzen, wenn man das Röstgut nicht mit verdünnter Schwefelsäure berieselt, wo sich dann nach dem Durchkneten 17—20 Proc. Zinkvitriol auslaugen lassen und beim Schmelzen reinere Schlacken entstehen. 6—7 Proc. Schwefel im Röstgute decken den Kupfergehalt und führen denselben in den Stein. Wellner'sche Röststadeln (S. 74) ersparten zwar Holz, gaben aber viel gesintertes Röstgut. Von den neueren Schachtröstöfen (ähnlich wie Fig. 51 u. 52) hat jeder fünf Schächte von 1.46 m Länge und Breite und 1.60 m Höhe über den sich kreuzenden 0.65 m hohen Abrutschdächern auf der Sohle, mit gegenüberstehenden Ausziehöffnungen, Räumlöchern von 0.44 m Länge und Chargirlöchern. Die schweflige Säure zieht in einen gemeinschaftlichen Canal. Tägliches Durchsetzquantum an melirten Stufferzen 4500 kg, oder 215 kg pro qm Rostfläche, und 5000 kg Bleierze mit mittlerem Kiesgehalte, oder 240 kg pro qm Rostfläche. 100 kg melirte Erze geben 90 kg, 100 kg Bleierze 70 kg Schwefelsäure[2]) von 50° B. (S. 53), Schwefelrückhalt 10—12 Proc. Der zu 100 kg Säure von 66° B. erforderliche Salpeterverbrauch beträgt bei Bleierzen und melirten Erzen 1.5—2 kg. Behufs der Verschmelzung werden die Erze aus den Röstschachtöfen, um ihren Schwefelgehalt auf 6—7 Proc. herabzubringen, noch zweimal in bedachten Haufen geröstet, und zwar im ersten Feuer 150 000—250 000 kg Erz etwa 4 Wochen, im zweiten 3 Wochen bei resp. 2 und 1.8 cbm Holzverbrauch auf 10 000 kg Erz. Blende-

---

1) Preuss. Ztschr. 19, 156; 25 (Bräuning). B. u. h. Ztg. 1871, S. 264. 2) Oker'sche Schwefelsäurefabrik in B. u. h. Ztg. 1876, S. 104.

haltige Bleierze geben weniger Zinkvitriol, als beim Rösten in freien Haufen, weshalb durch Besprengen des Röstgutes aus den Kilns mit Schwefelsäure (S. 76) und Durchkneten die Zinkvitriolbildung befördert werden muss.[1])

Oberharz.

Oberharz. Röstung der Bleisteine in Kilns, nachdem deren Bleigehalt beim Raschette- und Rundofenbetrieb von 30 bis auf 8—10 Proc. herabgegangen (S. 63).

Freiberg.

Freiberg.[2]) Rösten von bleiarmen Stuffkiesen mit nicht über 15 Proc. Zink und nicht über 1 Proc. Kupfer in Kilns von 2.831 m Höhe, 1.982 m Breite und 1.416 m Tiefe, und von Bleisteinen in solchen von gleicher Höhe und Tiefe und 2.831 m Breite; Charge für die grösseren Oefen 800—1000 kg, für die kleineren 300—600 kg, Durchsetzquantum in 24 St. 1000—2000 kg; Schwefelrückhalt 8 Proc. — Nachrösten eines Theiles der in Kilns gerösteten Producte in Wellner'schen Stadeln (S. 74). — Stöckelröstung für kiesige Schliege zur Halsbrückener Hütte bei Freiberg, Anbatzen der Schliege mit 5 Proc. Thon unter Zusatz von Eisenvitriolmutterlaugen und Schwefelsäure, Trocknen der Bälle und Abrösten in Kilns auf 7 bis 8 Proc. Schwefel. Abrösten solcher Schliege zur Muldner Hütte in Gerstenhöfer'schen Oefen.

Bouc.

Bouc.[3]) Abwechselndes Schichten der Bleierze mit Brennmaterial ohne Nutzbarmachung der schwefligen Säure.

Bottino.

Bottino in Toscana.[4]) Rösten einer Charge von 6000 kg Bleiglanz mit 27 Proc. Blei in Schachtöfen mit Zwischenlagen von Holz und Holzkohlen (die entweichende schweflige Säure soll die Cholera abhalten) während 15—20 Tagen; Bleisteine werden nach der Röstung im Ofen selbst ausgelaugt behufs Präcipitation des Kupfers aus der erhaltenen Lauge durch Eisen.

Schliegröstung.

b) Für Schliege (Allg. H. S. 230). Während man in den gewöhnlichen Schachtöfen nur Erze in Bruchstückform oder zu Stöckeln angebatzte Schliege zu rösten vermag, weil sich die Schliege darin zu fest aufeinanderlegen und den aufsteigenden heissen Gasen den Weg versperren, so hat man neuerdings auch auf das Princip der Staubstrommethode (Allg. H. S. 230) basirte Oefen zur Röstung von Schliegen construirt, die ursprünglich nur für nicht leicht sinternde bleifreie oder bleiarme Producte bestimmt (Gerstenhöfer's Schüttofen), auch auf nicht zu reiche Geschicke passend angewendet sind (Gerstenhöfer's und Stetefeldt's Ofen).

Die Graupenröstöfen von Hasenclever[5]) und von Olivier und Perret[6]), welche letzteren die gleichzeitige Abröstung von Stückerzen und Schliegen gestatten, sind bislang für bleihaltige Erze nicht zur Anwendung gekommen.

Gerstenhöfer's Ofen.

α) Gerstenhöfer's Schüttofen[7]) für bleiarme, zur Sinterung wenig geneigte Erze (s. Kupfer Fig. 95). Zur Sinterung geneigte Erze mit grösserem Bleigehalte backen auf den durch den Ofen gehenden Trägern fest und fallen im Ofen nicht gleichmässig nieder. Kiesige Erze gestatten eine vollkommenere Abröstung als blendige. Je nach den sonstigen streng- oder schwerschmelzig machenden Beimengungen kann der Bleigehalt 16—17 Proc. betragen. Zur Schwefelsäurefabrikation sind die erforderlichen Röstgase nicht tauglich wegen zu grosser Armuth an schwefliger Säure. Bleireichere Geschicke erfordern mehr Arbeitskräfte bei geringerem Durchsetzquantum und doch unvollständiger Röstung.

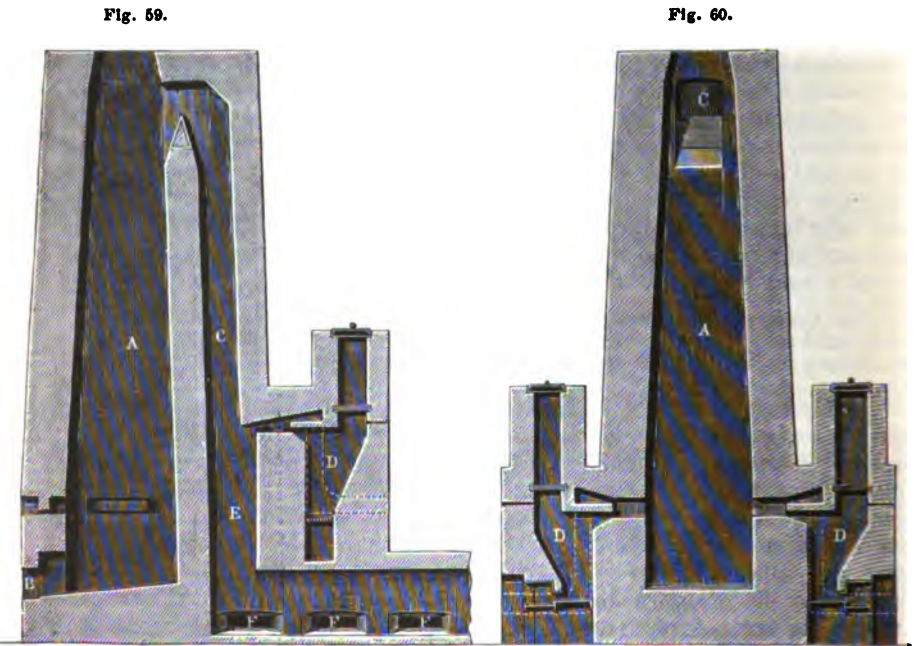
---

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 97. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244. Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 276, 348 (Schwefelsäurefabrik). 3) Bulletin de la soc. de l'industrie minérale 2, 411. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 205. 5) B. u. h. Ztg. 1871, Nr. 21. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 113. Allg. H. S. 235. 6) Bode c. l., S. 111. Allg. H. S. 235. 7) Bode c. l., S. 34, 60, 63, 70. Allg. H. S. 231.

Beispiel. Freiberg. In Freiberg werden zur Muldener Hütte die kiesigen Schliege (60 Schwefelkies, 18 Bleiglanz und 22 Gangarten mit 30—33 Proc. Schwefel und nicht bis 15 Proc. Zink) bis auf 7—10 Proc. Schwefel in Schüttöfen abgeröstet und nach dieser Vorröstung mit Bleierzen im Flammofen zum Fritten gebracht. Man röstet in 24 St. 1200 kg rohes Erz mit 25—30 Proc. Blei, welches zur Milderung der Oxydation mit der gleichen Menge schon gerösteten Erzes versetzt ist. Während bei bleiglanzarmen Kiesen zum Betriebe von 6 Oefen à etwa 2000 kg Durchsetzquantum in 24 St. 2 Mann in der 12stündigen Schicht erforderlich sind, so sind bei höherem Bleigehalte 3—4 Mann nöthig. Desgleichen werden die kiesigblendigen Schliege mit 15—30 Proc. Zink in Schüttöfen abgeröstet, wobei sich die gebildete arsenige Säure in den Condensationskammern absetzt und die schweflige Säure in die Schwefelsäurekammern gelangt. Der zinkreiche Rückstand mit noch etwa 13 Proc. Schwefel wird im Fortschaufelungsofen vorsichtig bis auf $1^1/_2$ Proc. Schwefel abgeröstet, dann **Entzinkung.** gemeinschaftlich mit Muffelrückständen von der Zinkfabrikation und mit Cokespulver in dem alten Rohflammofen durch starkes Feuer zum Sintern gebracht, wobei sich Zink in reichlicher Menge verflüchtigt, welches als verkäufliches Zinkgrau in Condensationskammern aufgefangen wird, während man den an Zinksulfat reichen Flugstaub gleich hinter dem Flammofen weg nach der Auslaugung mit Wasser in den Ofen zurückgiebt. Neben dem Rückstande mit noch 10 Proc. Zink, welcher in die Bleiarbeit geht, erhält man etwas silberreiches Blei und Speise. Ein Ofen verarbeitet täglich 5 Chargen à 1500 kg Erz und Rückstände mit 2000 kg Kohlen.

Stetefeldt's Ofen. β) Stetefeldt's Röstofen[1]), empfohlen für bleireichere Erze (Fig. 59, 60).

Fig. 59. Fig. 60.



A Ofenschacht von 8.8 m Höhe, 1.569 m Weite unten und 0.941 m Weite oben, mit Gasfeuerungen *D*, in welchem feinvertheiltes Erz durch einen Streuapparat gleichmässig herabgesiebt wird. Derselbe besteht aus einem hohlwandigen gusseisernen, durch Wasser gekühlten Gestelle mit einem die Gicht überspannenden

1) Kerl, Allg. H. S. 233. Preuss. Ztschr. 1879, Bd. 27, S. 147, 152, mit Fig. 1—3 auf Taf. 13. B. u. h. Ztg. 1873, S. 26; 1876, S. 142. Ann. d. min. Nr. 4 de 1874, p. 22.

feinen Siebe, auf welchem ein Gestell mit einem etwas grössere Maschen haltenden ebensolchen Siebe mit 8 cm Schub rasch hin und her bewegt wird und auf diese Weise das Röstgut in einem feinen Regen im Ofen niederfällt. *B* Ausziehöffnung. *C* Canal zur Aufnahme von Flugstaub mit Gasfeuerung *D* versehen. *F* Oeffnungen zum Ausräumen des Flugstaubes. Gewöhnlich dient der Ofen in den Ver. Staaten nur zum chlorirenden Rösten von Silbererzen; bei einem Bleigehalte der Erze hat man vortheilhafter den Brückner'schen Rotirofen (s. Kupfer, Fig. 102) angewandt, welcher dieselbe Arbeit, welche der Stetefeldtofen in kürzester Frist bei sehr hoher Temperatur, aber mit Ansatzbildung vollbringt, in weit längerer Zeit bei verhältnissmässig niedriger Temperatur ausführt.

4) Flammofenröstung. Die Flammöfen, mit Condensations- **Flammofenröstung.**

Fig. 61.

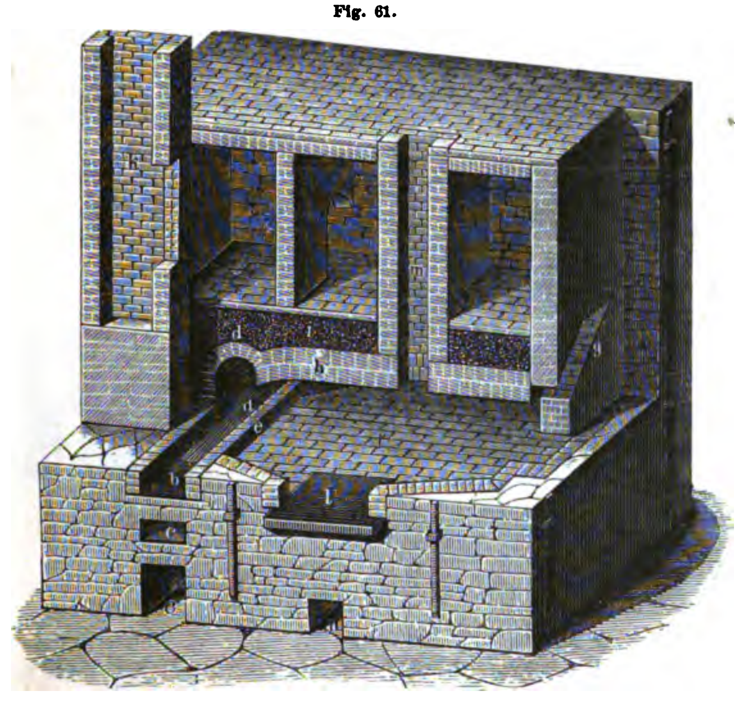


Fig. 62.

vorrichtungen versehen, erfordern zwar einen höheren Aufwand an Arbeitslöhnen und an Brennmaterial, sowie eine Zerkleinerung der Erze, gestatten aber bei sehr bedeutender Ersparung an Zeit (und damit an Zinsen wegen minder langen Lagerns des Erzes) völlige Unabhängigkeit von der Witterung, Abführung der schädlichen Röstgase in hohe Essen und die Erzeugung eines sehr vollkommen und gleichmässig abgerösteten Productes, indem man durch Schwefelproben von dem Grade der Abröstung jeder Zeit sich überzeugen und dadurch die Steinbildung in der Gewalt haben kann. Je gleichmässiger das Röstgut, um so regelmässiger geht auch das Schmelzen und um so **Vorzüge.**

vollkommener sind Metallausbringen und Brennstoffausnutzung. Aus diesen Gründen ist man neuerdings mehrfach vom Haufen- und Stadelrösten zum Flammofenrösten übergegangen. Durch Vermengung der Verbrennungsproducte mit den flüchtigen Röstproducten werden diese für die Schwefelsäurefabrikation unnutzbar.

Röstöfen. Als Röstöfen sind zur Anwendung gekommen:

Krählöfen. a) Discontinuirliche Oefen (Krählöfen), in welche jedesmal nur eine Charge eingesetzt und fertig geröstet wird, dann nach deren Ausziehen eine neue zum Einsatz kommt. Die Arbeiten in solchen Oefen bestehen im Chargiren, Ausbreiten des Röstgutes, Durchkrählen, Wenden, Zerklopfen von Sinterknoten, Translociren und Ausziehen. Die Oefen erhalten je nach den Productionsverhältnissen kleinere und grössere Dimensionen, und zwar:

Ungarischer Ofen. α) Ungarische oder Cramer'sche Röstöfen (Fig 61, 62) für kleinere Chargen. *a* Rost, 1.778 m lang und 0.392 m breit. *b* Schürloch.

Fig. 63.

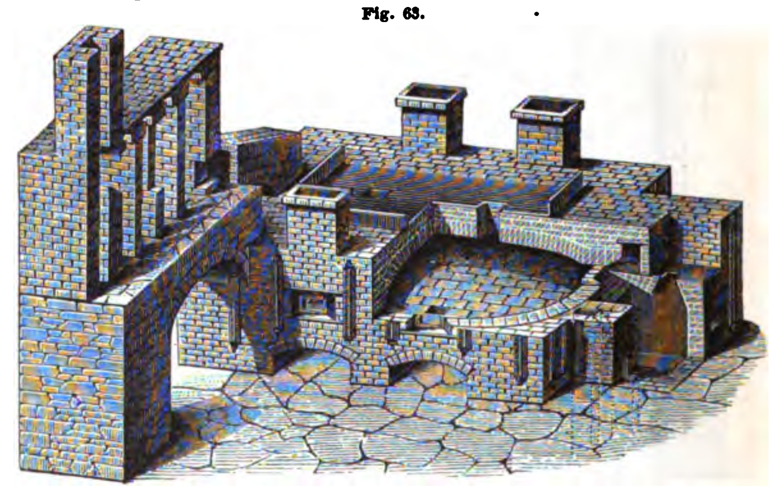
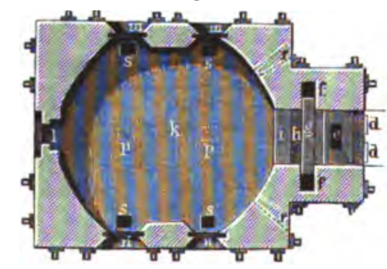
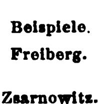


Fig. 64.



c Aschenfall. *d* Feuerraumgewölbe. *e* Feuerbrücke. *f* Herd, 3.138 m lang und 2.249 m breit. *g* Fuchs. *k* Esse. *l* Arbeitsöffnung. *m* Chargircanal. *n* und *o* Feuchtigkeitscanäle. *i* Schlackenschicht, mit Flugstaubkammern darüber.



Beispiele. Freiberg. Freiberg.[1]) Früher Rösten von 350 kg Bleierzbeschickung in 6 St. mit 85 kg Steinkohlen.

Zsarnowitz. Zsarnowitz[2]) in Ungarn. Staubrösten von 616—672 kg während 8 St. in einem Ofen mit 4.74 m langem und 1.58 m breitem Herde. 3 Proc. Röstverlust. 1.02 cbm Holz auf 1000 kg Erz.

Englischer Flammofen. β) Englischer Flammofen mit Gasfeuerung für grössere Chargen.

Beispiele. Freiberg. Freiberg.[3]) (Fig. 63, 64.) Rost im Gasgenerator 1.046 m lang und 1.255 m breit. *c* Chargiröffnung für den Generator. *d* Räumöffnungen. *e* zwei Canäle auf

1) Plattner's Röstprocesse S. 15. Kerl, Met. 2, 194. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 161 (mit Zeichn.); 1871, S. 37. Kerl, Met. 2, 207. 3) Plattner, Röstprocesse S. 28. Kerl, Met. 2, 194. B. u. h. Ztg. 1849, S. 183; 1865, S. 410.

jeder Seite des Generators, durch welche Luft zieht, sich erwärmt, sich aus den beiden Canälen *e* in einem Canal *f* vereinigt, in den horizontalen Canal *g* tritt und über die Feuerbrücke *i* strömt, während die brennbaren Gase durch einen Schlitz *h* darunter hervortreten und sich mit der Luft mischen. *k* Röstherd aus feuerfesten Thonplatten, 5.021 m lang und 4.079 m breit. *l* vermauerte Thür, zum Fuchs führend. *m* Arbeitsthüren, 0.34 m breit und 0.235 m hoch, mit Vorsetzblech zu schliessen. *o* Herdgewölbe, in der Mitte 0.523 m, an den Seiten in 0.314 m Abstand vom Herde. *p* Chargiröffnungen im Trockenherde *q*. *r* Luftzuführungscanäle. *s* Oeffnungen zum Ausziehen des Röstgutes in unter dem Herdsohlengewölbe aufgestellte Hunde. *u* Fuchs. *x* Essen über den Arbeitsöffnungen.

Früher röstete man in solchen Oefen 1000 kg Erz in 8 Stunden mit 175 kg Steinkohlen und 150 kg Cindern; in grösseren Oefen mit directer Feuerung 1250 kg in derselben Zeit. Neuerdings ersetzt durch Fortschaufelungsöfen.

Přibram.

Přibram.[1]) Früher Röstung von 1120 kg in kleineren Oefen, als in Freiberg, mit directer Feuerung, indem Gasfeuerung eine schwierigere Regulirung der Temperatur, häufigere Reparaturen und öfteres Rosträumen erforderte. 1000 kg Erz erfordern 458.2 kg Steinkohlen und 0.451 cbm Lösche.

Rhonehütten.

Rhonehütten.[2]) Einfache Oefen mit 3.8 m langem und 2.5 m breitem Herde mit 1 Feuerung; grössere Herde von 5 m Länge und 3 m Breite; Röstung von 4500 bis 6000 kg in 24 St. mit 10—12 Proc. Steinkohlen.

Doppelröstöfen.

γ) Doppelröstöfen (Hasenclever'sche Doppelröstöfen, combinirte Flamm- und Muffelöfen). Das Gewölbe eines gewöhnlichen Flammofens bildet den Boden einer Muffel, welche von der dem unteren Herde entströmenden Flamme in Zügen umspielt und dadurch erhitzt wird. Das Erz wird zuerst in die Muffel gebracht, um die beim Abrösten desselben entwickelte schweflige Säure, unvermengt mit den Feuergasen, zur Schwefelsäurebereitung nutzbar zu machen. Dann gelangt das Röstgut behufs vollständiger Abröstung bei höherer Temperatur auf den unteren Herd, wird hier direct von der Flamme getroffen und die von Feuergasen verunreinigte schweflige Säure in eine hohe Esse geleitet. Vor Einführung der Fortschaufelungsöfen häufig in Anwendung befindliche Oefen.

Beispiele. Freiberg.

Freiberg.[3]) Früher Rösten von 500 kg Erz auf dem oberen Herde bei dunkler Rothgluth während 4 Stunden, dann noch 4 Stunden auf dem unteren bei bis zum Fritten gesteigerter Temperatur mit 216 kg Steinkohlen; Schwefelgehalt des Röstgutes $4^1/_2$ Proc.

Přibram.

Přibram.[4]) Früher Rösten von 728—840 kg Erz bei 53 mm hoher Lage während 4 Stunden im oberen und gleiche Zeit im unteren Herde.

Fortschaufelungsöfen. Vortheile.

b) Continuirliche oder Fortschaufelungsöfen.[5]) Dieselben gestatten den meist davon verdrängten discontinuirlichen Krählöfen gegenüber eine bessere Ausnutzung der Hitze, geringeren Bedarf an Röstmannschaft und eine vollständigere Röstung.

In Freiberg z. B. sparte man 30 Proc. an Brennmaterial und 60 Proc. an Röstmannschaft.

Arbeitsverfahren.

Die Arbeit wird in der Weise ausgeführt, dass man die getrocknete Erzschliegpost von oben oder seitlich auf den hintersten kühlsten Theil des Herdes bringt, hier ausbreitet, eine Zeit lang röstet, dann weiter fortschaufelt, die dadurch frei gewordene Stelle durch eine neue Erzpost ersetzt, mit zweizackiger Gabel krählt und so das Erz durch Vorwärtsschaufeln in gewissen Zeiträumen der Wärmequelle immer näher bringt,

---

1) Oest. Ztschr. 1857, S. 275 (mit Zeichn.); 1857, Beilage zu Nr. 35 (Flugstaubkammern). Kerl, Met. 2, 187. 2) Kerl, Met. 2, 222. 3) Kerl, Met. 2, 195 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1865, S. 410. 4) Kerl, Met. 2, 188 (mit Zeichn.). 5) Oest. Ztschr. 1867, S. 189.

bis dasselbe vor der Feuerbrücke in die höchste Temperatur gelangt und bis zu einem gewissen Schwefelgehalte abgeröstet ist, wovon man sich durch eine maassanalytische Schwefelprobe[1]) überzeugt. Die Temperatur wird so regulirt, dass das Erz je nach dem vorliegenden Zwecke pulverig bleibt, sintert oder völlig verschlackt wird.

Beim Schlackenrösten erhält der Herd vor der Feuerbrücke einen Sumpf, vor welchem man das mehr oder weniger gesinterte Erz zu einer dreiseitigen Pyramide aufschaufelt und diese in den Sumpf hinabschmilzt. Dabei darf die Masse nicht zu dünnflüssig werden, weil sonst leicht metallisches Blei entsteht, die Bleiverflüchtigung grösser wird und das Röstgut leicht zum Ofen herausfliesst. Der Verschlackungsraum ist nach der mit einer Thür verschlossenen Ausflussöffnung etwas (etwa 105 mm) geneigt. Nach dem Oeffnen der innen mit Kalk und Asche verstrichenen Thür lässt man die Masse, wenn sie die hinreichende Consistenz, keine aufsteigenden Blasen mehr und eine gleichmässige Verschlackung zeigt, entweder in ein aus Eisenschienen gebildetes Bett auf der Hüttensohle ab (Call) oder in auf Rädern ruhende gusseiserne Formen von etwa 940 mm Länge, 470 mm Breite und 105 oder mehr mm Höhe fliessen, deren eiserne Umfassungswände nach dem Erkalten der Masse weggenommen werden, was das Abladen erleichtert. Die erkaltete Masse wird in faustgrosse Stücke zerschlagen. Oberhalb des die Ausflussöffnung nach oben schliessenden Eisenbalkens befindet sich noch eine mit empor zu ziehendem Schieber aufzumachende Oeffnung, durch welche man mittelst eines Krätzers dem Ausfliessen der Masse nachhelfen kann. Weissbleierz begünstigt das Verschlacken bei vermindertem Brennstoff- und Zeitaufwande und Ersparung von Arbeitslöhnen.

Herddimensionen. Je nach der Beschaffenheit des Erzes und Brennmateriales, der Art der Röstung (Staub-, Sinter-, Schlackenrösten) und der in einer gewissen Zeit zu erzielenden Production variiren die Dimensionen des Herdes.

Herdlänge. Mit der Länge des Herdes nimmt der Vortheil eines Minderbedarfes an Mannschaft ab, während derjenige der Brennstoffersparung und der vollständigeren Entschwefelung in gewissen Grenzen mit der Herdlänge zunimmt. Die nutzbare Röstherdlänge wird um so grösser, je niedriger die für das rohe Erz und je höher zugleich die für den Gaarrost zum Verschlacken erforderliche Temperatur ist. Eine Länge von 12—13.5 m dürfte die Maximallänge sein, bei welcher im hintersten Theile des Herdes noch eine Einwirkung auf das Röstgut stattfinden kann.

An den 20 m langen Oefen zur früheren Loher Hütte im Siegen'schen z. B. hat man die hintersten Arbeitsöffnungen zugemacht, weil vor denselben keine Reaction aufs Erz mehr stattfindet, wenn man nicht übermässig stark feuern will. In Freiberg hat man 13.3 m Herdlänge bei einer Rostbreite von 0.59 m für die Sinterröstung genügend befunden, wobei die hinterste Abtheilung stets dunkel geht. Um im hinteren Ofentheile eine höhere Temperatur zu erzielen und das Fortschaufeln bequemer zu bewirken, kann man bei passender Gewölbeneigung, aber öfter nur auf Kosten der Haltbarkeit des Ofens, Herdterrassen über einander legen (Pontgibaud), auch die abgehenden Feuergase unter der Herdsohle hinleiten (Schemnitz), wobei aber bei leichtschmelzigen Erzen leicht zu früh Sinterung eintreten kann. Zur Mässigung der Hitze in dem hinteren Herdtheile ist dieser zuweilen durch Zungen in mehrere Abtheilungen getheilt (Fig. 67, Sclegneaux, Pontgibaud).

Schreder[2]) empfiehlt behufs Continuität der Arbeit, Ersparniss an Brennmaterial und Arbeitslöhnen, sowie wegen guten Arbeitsganges Fortschaufelungsöfen mit terrassenförmig darunter gelegenem Schmelzherde, dessen abziehende Gase den Röstherd erhitzen.

1) Plattner-Richter's Hüttenkunde 2, 95. Oest. Ztschr. 1862, S. 306; 1871, Nr. 21. B. u. h. Ztg. 1863, S. 6; 1870, S. 231, 447. Kerl, Probirbuch 1880, S. 128. 2) Oest. Ztschr. 1874, S. 216.

In Přibram werden die Feuerbrücken zweckmässig durch Wasser gekühlt; in Freiberg stehen Kühlcanäle für den Fuchs mit kleinen 157 mm weiten und den Ofen um 1.88 m überragende Blechessen in Verbindung. Ueber der Ziehöffnung ist eine Blechhaube.

Der Herd befindet sich entweder seiner ganzen Länge nach in einer Ebene (einherdige Oefen) oder man legt zwei mit einander communicirende Herdräume über einander (doppelherdige Oefen). Ein- und doppelherdige Oefen.

Erstere zieht man letzteren wegen grösserer Einfachheit, geringerer Reparaturkosten und minder beschwerlicher Arbeit meist vor, während Kohlenverbrauch und Grad der Röstung in beiden nicht wesentlich differiren. Behufs der Raumersparung, namentlich da, wo man alte Oefen in gegebenem Raume benutzen muss, baut man wohl weniger Kühlfläche darbietende zweiherdige Oefen ein, wenn Raum für einherdige in der Länge fehlt. Es lässt sich dann zweckmässig vor dem Ofen auf Schienen ein Wagengestell hin und her schieben, auf welchem die Röster für die obere Etage stehen. Durch Luftzuführungscanäle hinter der Feuerbrücke lässt sich die oxydirende Röstung beschleunigen (Vialas, Holzappel). Die Befeuerung des Herdes geschieht gewöhnlich auf Planrosten, zuweilen auf Treppenrosten oder der Länge nach stark geneigten Roststäben, wo dann bei seitlich zugeführter Verbrennungsluft mehr eine Gasfeuerung entsteht.

In Schemnitz lässt man die abgehenden Feuergase noch unter dem Herde durchziehen, in Přibram[1]) durch einen Canal im Gewölbe, um höhere und gleichmässigere Temperatur zu erzielen. Neuerdings stellt man den Raum unter dem Herde statt aus solidem Mauerwerke aus Eisenplatten her, unter denen sich Hohlräume befinden (Freiberg, Braubach u. s. w.), weil immer viel Blei in das Mauerwerk einzog.

Die Breite des Herdes wird hauptsächlich bedingt durch die Grösse der Production und damit steht in Verbindung, ob die Oefen nur auf einer (Fig. 65, 66) oder auf beiden Seiten Arbeitsöffnungen (Fig. 67) haben. In letzterem Falle ist die Arbeit eine leichtere, weil auf den Arbeiter unter sonst gleichen Verhältnissen die Hälfte der fortzuschaufelnden Post kommt und man besser im Inneren des Herdes sehen kann. Die Herdbreite kann, ohne dass das Arbeiten unbequem wird, bei einseitigen Arbeitsöffnungen bis 2.2 m, bei doppelseitigen Arbeitsöffnungen bis zu 3, höchstens 4.5 m gehen. Letztere befinden sich zweckmässig in halbkreisförmigen Nischen, welche ein bequemes Vor- und Wegschieben der entsprechend gekrümmten Vorsetzthüren gestatten (Call). Herdbreite.

Fig. 65.

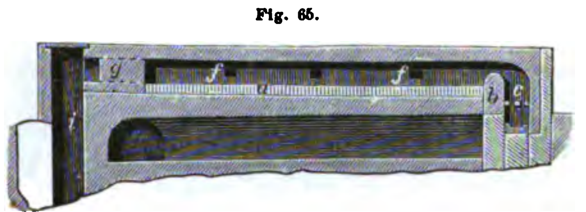
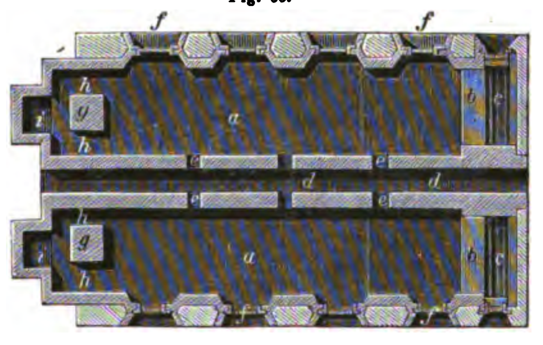


Fig. 66.



1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 225.

Beispiele.

α) Einherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsthüren.

Membach. Membach (Fig. 65. 66). *a* Herd, 8 m lang, 1.75 m breit und 0.45 m unter dem Gewölbe. *b* Feuerbrücke, 0.45 m breit und 0.60 m über dem Roste. *c* Rost, 0.5 m breit. *d* Canal, aus welchem erwärmte Luft zum Röstgute tritt. *f* Arbeitsöffnungen. *g* Mauerung. *h* Füchse. *i* Rauchcondensationscanal zur Esse führend. Tägliches Röstquantum 3000—6000 kg mit 500—800 kg Steinkohlen. Schwefelgehalt im Röstgut bis 5 Proc.

Stolberg. Stolberg. Oefen von 10.8 m Länge und 4 m Breite, welche in 24 Stunden 3330 kg Erze mit 25—26 Proc. Kohle durchsetzen.

Andreasberg. Andreasberg (Oberharz). Herd 10.25 m lang und 2.36 m breit, Rostbreite 0.60 m, Stärke der Feuerbrücke 0.59 m.

Tarnowitz. Tarnowitz.[1]) Herd 9.886 m lang und 1.412 m breit mit 7 Arbeitsthüren. Sintern von 6000 kg in 24 St.

Ems. Ems.[2]) Alte Oefen mit 5.65 m langem und breitem Herde; 3000 kg Röstgut in 24 St. mit 25 Proc. Steinkohlen; Ausziehen einer Post alle 6 St.

Pontgibaud. Pontgibaud.[3]) 2 treppenförmig über einander gelegene Herde, oberer 2 m lang und 1.6 m breit, Gewölbe 0.5 m hoch; unterer 1.6 qm, Röstpost 2000 kg 6 St. auf dem oberen, dann 6 St. auf dem unteren Herde geröstet, dann mit 100 kg Eisenfrischschlacken verschlackt bei Verbrauch von 1250 kg Steinkohlen; früher Rivot'sche Doppelöfen[4]) in Anwendung.

Vialas. Vialas[5]) 2thürige Herde von 3.5 m Länge und 2 m Breite, hinten oval mit Luftzuführungscanälen hinter der Feuerbrücke; Posten von 1000 kg in 16 St. bis zum Fritten geröstet.

Escalette. Escalette.[6]) Savoyer Ofen mit Herd 6 m lang, in der Mitte 1.5 m und dazwischen 2 m breit; 1300 kg Einsatz in 8 St. mit 520 kg Lignit abgeröstet.

Pise. Pise. Herd 8—12 m lang und 2 m breit.

β) Einherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen.

Fig. 67.



Sclegneaux. Sclegneaux (Fig. 67). *a* Zungen. *b* Feuerbrücke. *c* Rost. *d* Arbeitsöffnungen. *e* Füchse. *f* Esse.

Freiberg. Freiberg.[7]) Zur Halsbrückner Hütte Herdlänge 13.59 m, Breite 2.831 m, Ofen fasst 5 Chargen à 1200 kg Erz, von denen alle 3 Stunden ein Posten gezogen wird. Röstgut in 24 St. 9600 kg mit 3—6 Proc. Schwefel. Zur Muldner Hütte 6 Röstöfen in 3 Reihen, Feuerungen beim Zusammenstossen zu zweien in der Mitte, Fuchs an den Enden. Herd 13.1 m lang, 3.25 m breit und 0.62 m hoch; 5 Posten à 30 Ctr. in jedem Ofen, die Post bleibt 3 Stunden auf einem Platz, dann Fortschaufeln (etwa in 2 St.), Krählen der einzelnen Posten nach einander mit einem Zweizack (etwa 1 St.), dann Ziehen der mussigen Masse aus der letzten Thür über die Schwelle, mit 5—6 Proc. Schwefel, in einen mit Kalkmilch ausgestrichenen schaalenartigen Wagen von etwa 1.1 m Länge oben, wovon bei jedem Ziehen 3—5 Wagen voll werden; schlecht geröstetes Material ist noch glanzig und flüssig; bei Vorhandensein von viel Glanz Abhauen desselben, zuweilen hat man auch ein wenig Blei im Wagen. Nach dem Erkalten Zerschlagen des Kuchens in eigrosse Stücke. Flugstaub besteht aus Metalloxyden, arseniger Säure u. s. w., alle 3 Monate gesammelt, an verschiedenen Absatzstellen verschieden zusammengesetzt; bei über 25 Proc. arseniger Säure in die Arsenikarbeit, wenn weniger zur Erzbeschickung.

---

1) Preuss Ztschr. 19, 158. Oest. Ztschr. 1877, S. 105. 2) Kerl, Met. 2, 231, 333. B. u. h. Ztg. 1865, S. 176. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 297. 4) Kerl, Met. 2, 217. 5) Kerl, Met. 2, 219. 6) Kerl, Met. 2, 222. 7) Preuss. Ztschr. 18, 183. B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

Braubach. Braubach. Herd 12.6 m lang und 1.88 m breit, 6000 kg Fassungsraum, 6 maliges Ausziehen in 36 St. Neueste Oefen 16 m lang und 4 m breit mit 8 Oeffnungen an beiden Seiten und Herd auf Eisenplatten ruhend (S. 83); in 24 St. Rösten von 8000 kg Erz bei Sandzusatz mit 800 kg Kohlen; vor der Ziehöffnung ein mit Handhabe versehenes halbcylindrisches Eisenblech, hinter welchem sich das schlackige Röstgut ansammelt.

Ems. Ems. Neue Oefen 7.85 m lang und 4.08 m breit, Rösten von 5000 kg in 24 St. mit 25 Proc. Steinkohlen, Ausziehen alle 6 St., 4—5 Proc. Schwefel im Röstgut.

Holzappel. Holzappel. Herd 9.41 m lang, 3.14 m breit; Rösten von 6000 kg in 24 St. mit 18—20, durchschnittlich 17 Proc. Steinkohlen; Ziehen alle 6 St. bei Sinterröstung; Feuerbrücke durch Luft gekühlt, hinter derselben Luftzuführungscanäle.

Lohe. Loher Hütte. Oefen 20 m lang, 4.55 m breit; 18 Arbeitsöffnungen an jeder Längsseite, von denen aber die beiden letzten wegen zu grosser Herdlänge zugemacht sind (S. 82). In 24 St. erfolgen 6000 kg Röstgut, 3 Mal täglich gezogen.

Přibram. Přibram.[1]) Einherdige Ofen mit 7 einander nicht gerade gegenüberstehenden Arbeitsöffnungen, auf jeder Seite mit Gasabzugscanal zwischen Doppelgewölben (S. 83) und gekühlter Feuerbrücke; äussere Herdlänge 14 m, äussere Breite 3,8 m, innere Breite 2,5 m, Rostbreite 0.78 m, ganze Höhe über der Hüttensohle 2.3 m, Entfernung zwischen zwei Arbeitsöffnungen 1.9 m; Einsatz 1000 kg, in 24 St. Abrösten von 4 t Erz mit durchschnittlich 50 Proc. Pb bei 4.5 cm hoher Lage, Ausziehen alle 2 St. von $^1/_3$ t der gesinterten, auf 1 Proc. S abgerösteten Masse aus den beiden gegenüberliegenden Oeffnungen nächst der Feuerbrücke, was also $^1/_3$ des Einsatzes, der alle 6 St. geschieht, entspricht; Verbrauch von 600 kg Steinkohlen in 12 St. oder 30 kg pro Ctr. (56 kg) Erz; Silbergehalt im Roh- und Rösterz gleich bleibend, z. B. 0.311 Proc., Bleigehalt im Rösterz etwas zunehmend, z. B. von 49.22 auf 50.04 Proc.

γ) Doppelherdige Oefen mit einseitigen Arbeitsöffnungen.

Binsfeldhammer. Binsfeldhammer bei Stolberg (Fig. 68, 69). *a* unterer Herd 6.3 m lang, 2.3 m breit und bis zum Gewölbe 0.44 m hoch. *b* oberer Herd, vorn 0.33, hinten 0.35 m hoch. *c* Feuerbrücke 1.5 m lang, 0.4 m breit, 0.75 m über dem Rost. *d* Flammloch 0.28 m hoch. *e* Arbeitsöffnungen. *f* Füllöffnung. *g* Rost, 1.5 m lang und 0.45 m breit. 3 Chargen à 600 kg auf jedem Herd. Ausziehen von 4 Chargen, also von 2400 kg alle 24 St. bei 550 kg Kohlenverbrauch, so dass das Erz 36 St. im Ofen bleibt, und zwar 36 St. in heller Rothgluth an der Feuerbrücke. Schwefelgehalt 3—4 Proc.

Fig. 68.

Fig. 69.



Call. Call.[2]) Ofen 13.5 m lang, 3.0 m breit; Rösten von 5000 kg in 24 St. mit 12—13 Proc. Steinkohlen; Ziehen alle 6 St. Nicht völlig verschlackende Röstung der 50 bis 60 Proc. Blei enthaltenden Erze, nöthigenfalls bei Zusatz sandiger Erze.

δ) Doppelherdige Oefen mit zweiseitigen Arbeitsöffnungen.

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 225. 2) Oest. Ztschr. 1871, S. 410. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 240.



Freiberg. Freiberg.[1]) Länge beider Herde 13.3 m, Breite 1.85—1.98 m; 4 Posten à 750 kg Fassung bei 142 mm starker Erzlage; Rösten von 6000 kg in 24 St. mit 25 Proc. Kohle; Schwefelgehalt 3—6 Proc. Mrázek[2]) hat einen interessanten Vergleich zwischen dem Röstverhalten der Freiberger und Přibramer Erze angestellt. Sinteröfen zu Muldner Hütte mit 10.5 m langem, 2.25 m breitem und 54 cm hohem Unterherde, mit 7 Arbeitsöffnungen an jeder Seite bei hohler Feuerbrücke und Scheider im Feuerungsraum, so dass zwei Flammen, aber vereinigt in den Herdraum treten. Oberer Herdraum 11.61 m lang, 2.25 m breit und 50 cm hoch, mit 7 Oeffnungen auf nur 1 Seite; stets 6 Posten à 1350 kg im Ofen, alle 3—4 St. wird eine Post gezogen, nachden sie 18 St. im Ofen; in 24 St. 10 800 kg, Röstgut von geschmolzenem obsidianähnlichem Ansehen ohne Absonderung von Glanzschalen, unzersetzten Schwefelmetallen, welche zu Boden gehen und ausgehauen werden. Verbrauch pro Ofen in 24 St. 4 hl Waschkohle, 4 hl Mittelkohle und 23 hl Braunkohlenklein; Flugstaub, wenn mit unter 25 Proc. arseniger Säure, kommt zur Erzbeschickung, wenn darüber, zur Arsenikhütte. Ersetzung der zweiherdigen Oefen seit 1876 durch einherdige.

Mechernich. Mechernich[3]) (Commern). Oefen mit 28.2 m Gesammtlänge der beiden 3.14 m breiten Herde. Besetzung des Ofens mit 40 000 kg, Ausziehen von 1500 kg alle 6 St., Wenden alle 12 St., Production in 24 St. 6000—7500 kg mit 15 Proc. Steinkohlen vom Röstgute. Neuere Oefen mit 9 Arbeitsöffnungen auf jeder Seite, 15 m lang und 4 m breit, Ziehen von 9000 kg völlig verschlackter Masse in 24 St.

Mechanische Oefen. c) Mechanische Röstöfen, bei welchen die Handarbeit zum Umrühren u. s. w. durch maschinelle Vorrichtungen herbeigeführt wird, und zwar hat man für Bleierze bislang nur Cylinderöfen angewandt.

Smith's Ofen zu Chicago.[4]) (Fig. 70, 71.) *j* Beschickungsboden. *h* Trichter zur Aufnahme des Erzes, welches in den rotirenden Blechcylinder *F* von 8.16 m

Fig. 70.

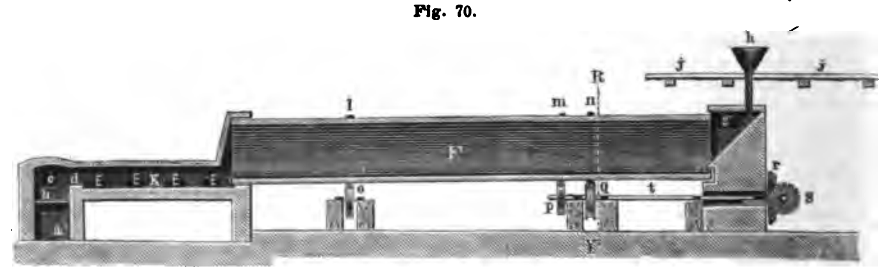
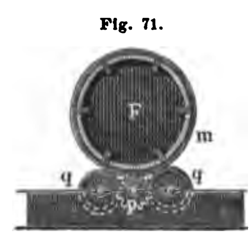


Fig. 71.



Länge und 1.26 m Weite, von da in den feststehenden Sinterherd *K* von 2.51 m Länge und 1.88 m Breite mit Arbeitsöffnungen *E* gelangt. *a* Aschenfall. *b* Rost. *c* Schürloch. *d* Feuerbrücke. *l* und *m* Zahnringe, in welche die durch das Räderwerk *r s* bewegten, an der Axe *t* befestigten Zahnräder *o* und *p* eingreifen. *q* Gleitrolle. *g* Fuchs. Durchsetzquantum in 24 St. 8—10 t Erz mit 2500—3000 Pfd. bituminöser Kohle oder 277.7—333.3 Pfd. auf 1 t. Röstkosten im gewöhnlichen Flammofen per t 2.36, im Rotirofen 1.80 Dollar. — Brückner's[5]) rotirender Ofen (Näheres bei Kupfer, Fig. 141) zeigte sich anwendbar bei Erzen mit 5 Proc. Bleiglanz, 4 Proc. Blende und 2 Proc. Kupferkies.

Modificationen beim Rösten. Je nach der beim Rösten angewandten Temperatur zeigt das Röstgut einen verschiedenen Aggregatzustand. Dasselbe ist pulverig, gefrittet oder völlig verschlackt (Pulver- oder Staub-, Sinter- und Schlackenrösten).

---

1) Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 286. 2) Oest. Ztschr. 1867, S. 189. 3) B. u. h. Ztg. 1875, S. 129, Taf. 4, Fig. 1—4. 4) Engin. and Min. Journ. New York. 1875, Vol. 20, Nr. 9, 10. B. u. h. Ztg. 1875, S. 364. 5) Raymond's Statistics of Mines and Mining, Washington 1877, 3. Theil. B. u. h. Ztg. 1877, S. 236.

Letztere beiden, bei höherer Temperatur gegen das Ende der Röstung in Fortschaufelungsöfen ausgeführte Röstmethoden erfordern zwar einen grösseren Brennstoff- und Gezähaufwand, sowie kostspieligere Ofenreparaturen und begünstigen die Metallverflüchtigung, bedürfen deshalb umfangreicherer Rauchcondensationsvorrichtungen, aber das in zusammenhängenden Stücken erfolgende Röstgut lässt sich im Schachtofen bei besserem Schmelzgange (mindere Ofenbruchbildung und weniger leichtes Versetzen des Ofens, schon eingeleitete Abscheidung der metallischen und schlackengebenden Bestandtheile), minderer Flugstaubbildung und Metallverflüchtigung, bei besserem Ausbringen und geringerem Brennstoffaufwande vortheilhafter verschmelzen als pulverförmiges Material. Gleichzeitig lassen sich beim Schlackenrösten die gebildeten schwefelsauren Salze durch Hinzufügen von Quarz (wenn solcher nicht schon in hinreichender Menge vorhanden, z. B. in Commern) in Silicate unter Entfernung der Schwefelsäure umwandeln, wodurch der Steinfall (S. 68) wenn nöthig sich ganz beseitigen lässt (z. B. bei kupferfreien Erzen). Am vollständigsten wird der Schwefel entfernt, wenn man die Schwefelmetalle bei möglichst niedriger Temperatur in langherdigen Oefen in Sulfate umzuwandeln sucht und dann in der muldenförmig vertieften Abtheilung vor der Feuerbrücke die Temperatur unter Zufügen von Quarz, wenn solcher nicht schon vorhanden, so hoch steigert, dass sich unter Austreiben der Schwefelsäure eine vollständig schlackige, demnächst abzustechende Silicatmasse erzeugt, deren Kieselsäuregehalt beim Schmelzen demnächst an Eisenoxydul gebunden wird. Erweichen die Röstmassen zu früh, so kann die Röstung unvollkommener bleiben und sich, ähnlich wie beim Flammofenprocess (S. 4) durch Einwirkung des Geschwefelten aufs Oxydische, metallisches Blei bilden und dieses lebhaft verflüchtigt werden. Anwesenheit von Weissbleierz beschleunigt die Verschlackung (Commern, Stolberg). Bei silberhaltigen blendigen Erzen[1]) wirkt das Schlackenrösten unter Quarzzuschlag günstig auf das Silberausbringen. Ein Sinterrösten wird man dem Schlackenrösten vorziehen, wenn wegen eines Kupfergehaltes der Erze eine völlige Entschwefelung unerwünscht, eine Steinbildung nothwendig ist (Ems) oder wenn ein Blende- (Ems) oder Kalkgehalt des Erzes (Stolberg) eine für das Verschlacken zu hohe, mit grossen Bleiverlusten verbundene Temperatur erfordern würde, bei einem grösseren Silbergehalte u. A. **Vortheile des Sinter- und Schlackenröstens.**

Von wesentlichem Einflusse auf die Zeitdauer des Röstens, die anzuwendende Temperatur und den Brennstoffverbrauch sind die Beimengungen des Bleiglanzes. Während z. B. die kiesarmen, quarz- und blendehaltigen Přibramer Erze eine höhere Rösttemperatur und längere Zeit zu gleicher Entschwefelung erfordern, als die kiesigen Freiberger, so steht es mit dem Hitze- und Zeitaufwande beim Fritten beider Roste umgekehrt. Der Freiberger basischere Rost frittet schwerer als der Přibramer.[2]) Versuche und Erfahrung müssen den richtigen Grad des Frittens an die Hand geben, bei welchem auf die ökonomischste Weise das grösste Metallausbringen stattfindet.

Staubröstung hat man an manchen Orten z. B. auf ungarischen Hütten[3]) bei silberreichen Geschicken zur Verminderung der Blei- und Silberverflüchtigung bei minderem Aufwande an Brennstoff und geringeren Kosten für Ofenreparaturen und Gezäh statt Sinterröstens in Krählöfen (S. 80) wieder eingeführt. Auch wird daselbst auf manchen Hüttenwerken Vorröstung und Gaarröstung in besonderen Oefen ausgeführt. **Staubrösten.**

Die Metallverflüchtigung ist in der letzten Periode höher, als in der ersten und zwar hängt der Silberverlust ausser von anderen Umständen, z. B. der Korngrösse und Mehlhöhe der Post[4]), hauptsächlich von der Qualität und Quantität fremder Beimengungen ab. **Metallverflüchtigung.**

Nach Mrázek[5]) gelang die Entschwefelung von Přibramer Bleierzen im einsöhligen Röstofen mit Treppenrost und Steinkohlenfeuerung fast eben so vollständig (bis auf 3.85 Proc.), als im Fortschaufelungsofen und ist der zurückbleibende Schwefel nicht in Sulfaten, sondern in Schwefelmetallen vorhanden.

Zusätze beim Rösten in Flammöfen sollen entweder die Zersetzung der Sulfate durch Bleisilicatbildung herbeiführen (Quarz in Commern, **Zusätze beim Rösten.**

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 264, 285. 2) Oest. Ztschr. 1867, S. 189. 3) Oest. Ztschr. 1857, S. 162, 179; 1871, S. 37. Kerl, Met. 2, 166, 207, 288. Bericht über die 2. Versammlung der Berg- und Hüttenmänner in Wien 1862, S. 26, 93, 96. 4) B. u. h. Ztg. 1858, S. 138. 5) Oest. Ztschr 1867, No. 16.

Eisenfrischschlacken[1]) in Pontgibaud), oder die Oxydation befördern und für den Schmelzprocess erforderliches, den Zuschlag von metallischem Eisen ersetzendes Eisenoxyd erzeugen (Kiese auf ungarischen Hütten[2]), Eisenerze), oder mit zur Frittung gebracht werden (geröstete kiesige Schliege in Freiberg, Eisenfrischschlacken in Schemnitz).

Vogl[3]) empfiehlt einen Zuschlag von Kohle zur Auflockerung der Beschickung und Begünstigung der Entschwefelung. Einen solchen hat man mit Vortheil zur Reduction von Zinkoxyd im Röstgute bei Schmelzhitze in Anwendung gebracht (Freiberg, S. 69, 78). Auch ohne Zusatz von Kohle kann durch Einwirkung von Schwefelzink auf Zinksulfat in höherer Temperatur metallisches Zink entstehen und verflüchtigt werden. — Bedarf das Röstgut beim Verschmelzen eines eisenhaltigen basischen Zuschlages, so wendet man denselben besser in Gestalt von reichen Eisenerzen, als von Eisenfrischschlacken an, und zwar, da erstere leichter Eisensauen, als letztere geben, so fügt man die Eisenerze zweckmässig vor dem Fritten beim Schlackenrösten im Flammofen zu. Eisenoxydreichen Bleierzen setzt man, wenn derselbe fehlt, Quarz zu, um durch Verschlacken des Eisens der Eisensauenbildung entgegen zu wirken. Hämatit und Magneteisenstein reduciren sich weniger leicht zu Eisen, als Brauneisenstein.

Theorie.

24. Verschmelzen der gerösteten Bleierze. Die gerösteten Erze enthalten je nach dem von ihrer Beschaffenheit im rohen Zustande abhängigen Grade der Röstung Metalloxyde von verschiedener Reducirbarkeit, mehr oder weniger unzersetztes Erz und Sulfate, sowie ausser erdigen Bestandtheilen häufig Bleisilicat. Es ist nun der Zweck des Schmelzens, bei einer gewissen nicht zu hohen Temperatur schwerer reducirbare Metalloxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd) durch Kieselsäure zu verschlacken und in die Schlacke auch die vorhandenen sonstigen Erden überzuführen, Bleioxyd aber zu Werkblei zu reduciren, aus Bleisilicat durch Eisenoxydul Bleioxyd abzuscheiden und dieses dann zu reduciren, unzersetzte Schwefelmetalle und reducirte Sulfate zu einem Steine zu vereinigen, welcher das Kupfer aufnimmt, oder bei kupferfreien Erzen geringe Steinmengen in die Schlacke überzuführen (S. 68). Bei einem Gehalte des Röstgutes an arsensauren Salzen können diese sich zu Arsenmetallen (Speise) reduciren.

Bleioxyd wird bereits oberhalb des Schmelzraumes zu Metall reducirt und dieses um so mehr verflüchtigt, je feiner dasselbe vertheilt (poröse, pulverige oder dichte Erze) und je stärker der aufsteigende Gaszug. Bleisilicat dagegen zerlegt sich erst im Schmelzraume durch Eisenoxydul, letzteres durch Reduction von Eisenoxyd in oberen Ofentheilen entstanden und theilweise auch zu Eisen reducirt, welches entschwefelnd auf Schwefelblei wirkt.[4]) Nebenreactionen können noch dadurch eintreten, dass Sulfate durch Kieselsäure zerlegt werden, Schwefelmetalle (Schwefeleisen, Schwefelbarium und Schwefelcalcium, letztere beiden aus Schwerspath und Gyps entstanden) sich mit Bleisilicat zu metallischem Blei, schwefliger Säure und Eisenoxyd, Baryterde- (Vialas) und Kalkerdesilicat umsetzen, metallisches Eisen auch Bleioxyd und in hoher, von grossen Metallverlusten und steigendem Brennstoffverbrauche begleiteter Temperatur Bleisilicat reducirt.

Zersetzbarkeit der Bleisilicate.

Nach den Untersuchungen von Beck[5]) zerlegt Schwefel Bleisilicate unvollständig; Schwefeleisen reducirt daraus etwas Blei unter Bildung eines Eisenoxydul-Bleioxyd-Silicates; ein Ueberschuss von Kohle scheidet nur einen Theil Blei ab unter Bildung eines sehr sauren Silicates oder eines freie Kieselsäure enthaltenden Gemenges und nur bei Zusatz eines Flussmittels (Soda, Kalk) findet eine vollständige Bleiabscheidung statt. Eisen reducirt alle schmelzbaren Bleisilicate in heller Glüh-

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 297. 2) Kerl, Met. 2, 288. 3) B. u. h. Ztg. 1856, S. 54. 4) B. u. h. Ztg. 1857, S. 67. 5) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 19.

hitze unter Bildung von Eisenoxydulsilicat; ein Gemenge von Eisenoxyd und Kohle bedarf dazu höherer Temperatur und längerer Zeit. Alle Bleisilicate, welche nicht über das dreifach saure Silicat $Pb\,O, 3\,Si\,O_2 = Pb\,Si_3\,O_7$ hinausgehen, sind nach dem Schmelzen glasig und durchscheinend und je nach dem Bleigehalte mehr oder weniger leichtschmelzig. Ein Silicat von $2\,Pb\,O, Si\,O_2$ fliesst dünn wie Wasser beim Schmelzen, während $2\,Pb\,O, Si\,O_2 + 2\,(Pb\,O, Si\,O_2) = Pb_2\,Si\,O_4 + 2\,(Pb\,Si)\,O_6$ sich kaum noch vollständig ausgiessen lässt. Von Kalk werden Bleisilicate erst bei höherer Temperatur zerlegt; bei gleichzeitiger Anwesenheit von Eisenoxydulsilicat scheidet Kalk Eisenoxydul aus, welches sich reducirt, entschwefelnd wirkt, aber auch zur Eisensauenbildung Veranlassung geben kann.

Sollen obige Reactionen regelrecht eintreten, so ist folgenden Erfordernissen zu entsprechen: Erfordernisse für den Schmelzprocess.

a) Hinreichend leichtflüssige Beschickung. Da bei strengflüssiger Beschickung sich neben Bleioxyd auch die schwieriger reducirbaren Oxyde (Eisenoxyd, Zinkoxyd) reduciren und Störungen (Eisensauen, Ofenbrüche) veranlassen würden, so sucht man unter Zuschlag von eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, geröstete Rohsteine, Eisensteine), falls das Erz nicht schon einen hinreichenden Eisenoxydgehalt besitzt (Unterharz), eine Erden und Eisenoxydul enthaltende Singulosilicatschlacke zu erzeugen. Beschickung.

Bei höherer Silicirung würde sich leichter Bleioxyd verschlacken, bei an Eisenoxydul reicheren Subsilicatschlacken sich leicht Eisensauen bilden, leichter Ansätze entstehen und sich rasch erstarrende, das Ofengemäuer stark angreifende Schlacke bilden. Nur bei sehr schwefelkiesreichen Erzen kommen solche Schlacken vor, und es kann dabei der Fall eintreten, dass man saure Zuschläge geben muss (Unterharz, Fahlun). Leichtschmelzige Schlacken fliessen meist continuirlich ab, strengflüssigere sticht man vor dem Werkblei und Steine ab und lässt sie zweckmässig in 2 Schlackentöpfe (*n* in Fig. 29, S. 38) laufen, in deren vorderem der Stein zurückbleibt (Braubach), oder man sticht die Schlacke aus dem Schlackentopfe in mittlerer Höhe in Sandformen ab (Schemnitz).

Die eisenhaltigen Zuschläge, welche ausser als Schlackenbilder noch zur Zerlegung von Bleisilicat (S. 88) und Schwefelblei dienen (S. 88), werden meist in Gestalt von Eisenfrisch-, Puddel- und Schweissofenschlacken gegeben, welche aber vermöge ihres Kieselsäuregehaltes weniger energisch als freie Kieselsäure solvirend und wegen schwieriger Reduction auch weniger energisch als Entschwefelungsmittel wirken, als geröstete Bleisteine, Kiesabbrände und reine Eisensteine (S. 88 [Vialas, Pise]), in Folge dessen erstere in reichlicherer Menge zugeschlagen werden müssen und deshalb mehr Brennmaterial erfordern. Um die mit der Anwendung von Eisensteinen verbundene leichtere Ausscheidung von Eisensauen zu umgehen, empfiehlt es sich, erstere gleich beim Sinterrösten im Flammofen (S. 88) mit zuzusetzen. Da man bei der älteren Chargirmethode in vertikalen Säulen (S. 50) die Eisenreduction weniger in der Gewalt hat, so wurde auf manchen Hütten behufs vollständigerer Zersetzung von Schwefelblei noch metallisches Eisen (Wascheisen) mit zugeschlagen (Přibram, Pontgibaud, Pise, Commern, Holzappel), dessen Menge sich nach dem Schwefelrückhalte im Röstgute richtet.

Normirt man die Eisenmenge so, dass Halbschwefeleisen entsteht, so geht dieses weniger mit den Einfachschwefelmetallen von Zink, Blei und Silber in die Schlacke, als wenn sich bei minderem Eisenzuschlage Einfachschwefeleisen erzeugt (S. 69). Ersteren Falles nimmt aber der Bleisteinfall zu oder es setzen sich schwefelhaltige Eisensauen in reichlicherer Menge ab[1]), so dass man jedesmal zu

1) Oest. Ztschr. 1867, S. 123.

untersuchen hat, bei welcher Zuschlagsmenge die besten ökonomischen Resultate erfolgen. Namentlich erfordert ein bedeutender Zinkgehalt der Erze (Přibram) einen hohen Eisenzuschlag, welcher verwandt wird zur Zerlegung des Schwefelzinkes (herrührend von beim Rösten unzersetzt gebliebener Blende, von beim Schmelzen reducirtem Zinksulfate und von aus Zinkdampf, schwefliger Säure und Kohle regenerirtem Schwefelzink), sowie zur Reduction von Zinkoxyd und Zinksilicat. Trotz solch hohen Eisenzuschlages kann das gebildete Schwefeleisen unter angeführten Umständen (S. 69) sämmtlich in die Schlacke übergeführt und durch Steigerung des Roheisenzuschlages an Cokes gespart werden. Zu Pise[1]) fiel der Aufwand an letzteren von 25 auf 22 Proc., als man statt 3 Proc. Roheisen 7 Proc. nahm; zu Pontgibaud und Biache St. Waast noch mehr. Während man in Freiberg die Abscheidung eines Zinkgehaltes in Stein und Schlacke, nicht in Ofenbrüchen, durch einen Zusatz von rohem Bleistein begünstigte, bewährte sich dieses Mittel in Tarnowitz[2]) nicht.

Zinkblende enthaltende Erze erfordern wegen grösserer Strengflüssigkeit einen grösseren Zuschlag an leichtflüssigen eisenhaltigen Schlacken (S. 69) und sind deshalb z. B. die Přibramer gerösteten Erze strengflüssiger, als die Freiberger.[3]) Eine geringe Bildung von Eisensauen hat man in Joachimsthal für das Silber- und Bleiausbringen günstig gefunden.

Neuerdings hat man durch horizontales Chargiren (S. 50) den Zuschlag von metallischem Eisen meist entbehrlich gemacht.

Ein Kalkzuschlag begünstigt die Entschwefelung durch Ausscheidung von Eisenoxydul aus den Frischschlacken, verhütet eine zu grosse Frische und ein zu hohes specifisches Gewicht der Schlacken, begünstigt aber bei blendigen Erzen das Austreiben von Zink und somit die Ofenbruchbildung; Flussspath befördert die Leichtschmelzigkeit. Schwerspath (Freiberg, Vialas) erleichtert den Fluss und, zu Schwefelbarium reducirt, die Abscheidung des Bleies aus Bleisilicat (S. 88). Fluss- und Schwerspath zusammen geben eine leichtflüssige Masse.

Schmelzöfen. b) Passende Schmelzöfen, und zwar

α) hinsichtlich des Zumachens. Während man meist wegen der immer entstehenden eisenreicheren, specifisch schwereren Schlacke den 1—5förmigen Tiegelöfen den Vorzug giebt (S. 44), so sind neuerdings versuchsweise auch Spuröfen (S. 46) angewendet. Sumpföfen wählt man bei sehr eisenreicher Beschickung, um die dabei sich bildenden Eisenansätze im Herde besser ausräumen zu können (Unterharz, Rothenbach).

β) Hinsichtlich der Dimensionen. Je basischer, eisenreicher die Beschickung, um so niedriger nimmt man den Ofen zur Verminderung der Eisensauenbildung, sowie auch bei zinkreichen Erzen, um der Ofenbruchbildung durch helle Gicht entgegenzuwirken (Unterharz). Die Weite des Ofens im Querschnitte der Formen und die Anzahl der letzteren richtet sich nach der Grösse der Production und sind an die Stelle der früheren ein- bis mehrförmigen Oefen mit eckigem Querschnitte, geraden Wänden oder verengerter Gicht (Vogl'sche Oefen) die Pilz'schen Oefen (S. 36) immer mehr getreten, womit das Chargiren in horizontalen Lagen und sonstige Vortheile (S. 36) verbunden sind. Der Ofen von Pise (S. 44) ist stark gekühlt und hat man auch die Pilzöfen neuerdings mit Kühlringen versehen (S. 42).

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 345. 2) Preuss. Ztschr. 19, 159. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 190.

γ) Seltener kommen Zugschachtöfen[1]) (S. 45) als Gebläseschachtöfen in Anwendung.

c) Geeignetes Brennmaterial. Holzkohlen und Cokes zusammen geben ein besseres Ausbringen, als jedes für sich; meist werden aus ökonomischen Rücksichten Cokes angewandt, welche die Bildung zinkischer Ofenbrüche begünstigen können (Přibram[2]). Bei verstärktem Eisenzuschlage vermindert sich der Cokesverbrauch (S. 90) und kann auf 7 Proc. vom Erze herabgehen (Biache St. Waast). Durch möglichst schweres Setzen und geringe Windpressung (104 bis 262 mm Wasser bei etwa 46—60 mm Düsendurchmesser) lässt sich die Temperatur herabstimmen. Meist genügt Ventilatorwind (Call, Mechernich, Braubach, Ems, Juliushütte am Unterharze) mit 30 mm Quecksilberpressung (S. 49). Man mengt zuweilen das Brennmaterial beim Möllern der Erze mit ein (Braubach u. s. w.). Seltener wendet man heissen Gebläsewind an (Přibram). Brennmaterial.

Von den Kennzeichen zur Beurtheilung des Schmelzganges war S. 50 die Rede; es kommen hier besonders in Betracht der Flüssigkeits- und Erstarrbarkeitsgrad der Schlacken, die mehr oder weniger starke Eisensauenbildung, die Menge und Reichhaltigkeit des fallenden Steines. Ofengang.

Die Arbeiten beim Schmelzprocesse sind die S. 49 angeführten; die dünnflüssige Singulosilicatschlacke, welche bei gutem Gange unter $^1/_2$ Proc. Blei enthält, lässt man meist in gusseiserne Schlackentöpfe (S. 89) fliessen. Schmelzarbeiten.

Diese sind entweder in dem feststehenden Gestelle eines Wagens aufgehängt und lassen sich darauf umkippen (Pontgibaud[3]) oder stehen mit drei Füssen auf der Ofensohle und werden an Vorsprüngen mittelst eines Wagens gefasst (Tarnowitz[4]), Freiberg, Fig. 38). Zuweilen sind die Schlacken nach Augit schön krystallisirt (Mechernich).

25. Beispiele für kupferhaltige Erze. Die Röstung wird so geleitet, dass ein zur Ansammlung des Kupfers in einem Steine genügender Schwefelgehalt im Röstgute bleibt. Durch Aufbereitung sucht man die Kupfererze möglichst abzuscheiden, was aber beschränkt werden kann durch ein inniges Verwachsensein mit den Bleierzen (Unterharz, Rothenbach) oder einen grossen Silbergehalt. Kupferhalt. Erze.

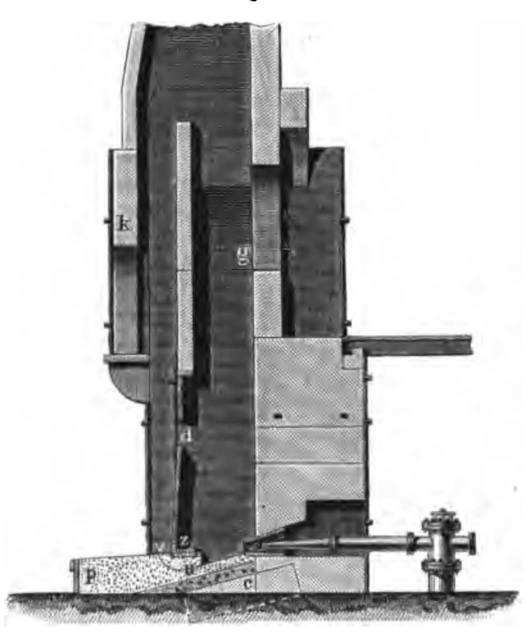
1) Bei Röstung in Haufen. Haufenröstung.

Unterharz.[5]) Rösten der sehr unreinen kies- und blendereichen, gold- und silberarmen Bleierze mit 4—10 Proc. Blei einmal in freien (Fig. 53, S. 72), dann zweimal in bedachten Haufen (S. 73), Auslaugen von Zinkvitriol, Verschmelzen der Erze wegen Zinkblende-, Zinkoxyd- und Schwerspathgehaltes mit viel basischen Zuschlägen, nämlich mit 22.68 Proc. Oker'schen Kupferschlacken, 22.41 Proc. Oberharzer Schliegschlacken und 2.66 Proc. bleiischen Zuschlägen (Glätte, Herd) bei 32.7 Proc. Cokes und 2 Proc. Holzkohlen in einem 4.39 m hohen, 1.2 m tiefen, hinten 549 mm, vorn 314 mm weiten einförmigen Sumpfofen (Fig. 72, 73) mit Zinkstuhl bei heller Gicht in 11—12 tägigen Campagnen auf Werkblei, wenig Zink, Stein und Schlacke bei bedeutender Ofenbruchbildung und Verbrauch von 1 Cokes auf $3^1/_2$ bis 4 Beschickung; *c* Sohlstein, darüber Lehmsohle. *u* Gestübbesohle. *p* Vorherd mit Vortiegel *v*. *w* Schlackenrinne. *x* Schlackensumpf. *s* Stechherd. *f* Werkbleiformen. Beispiele. Unterharz.

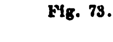
1) Bullet. de la soc. de l'industr. minérale 2, 415. B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1863, S. 20. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414. 3) B. u. h. Ztg. 1865, Taf. 10, Fig. 9 u. 10. 4) Preuss. Ztschr. Bd. 14, Taf. 8, Fig. 13. 5) Kerl, Met. 2, 181. Ders., die Rammelsberger Hüttenprocesse 1861. Rammelsberger Lagerstätte in B. u. h. Ztg. 1864, S. 369; Preuss. Ztschr. Bd. 25 (Wimmer).

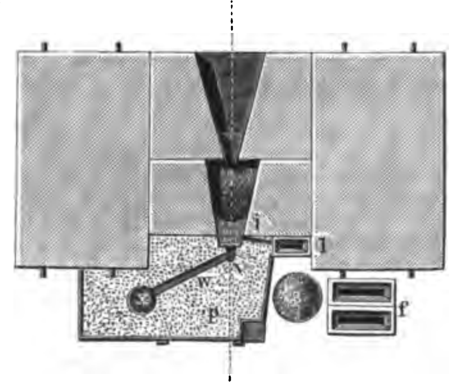
z Zinkstuhl, winkelförmig zusammengestellte Thonschieferplatten, durch die demnächst zu verschliessende Oeffnung *d* mit harten Kohlen zu versehen, zwischen welche


Fig. 72.



Zinkoxyd geblasen, daselbst nebst Bleioxyd reducirt wird, das bleihaltige Zink auf die Sohlplatte tropft und von dieser durch die Rinne *i* in die Pfanne *l* abgestockelt wird. (Seit Anwendung von Cokes statt Holzkohlen hat sich die Zinkreduction auf dem Zinkstuhle vermindert, sei es wegen höherer Temperatur oder Entstehung von mehr Kohlensäure.) *g* Chargiröffnung. *k* Rauchfang. — Neuerdings Schmelzen der gerösteten Erze (3mal geröstetes Erz, Deckenerz und Rückstände von der Zinkvitriolgewinnung) in zweiförmigen Oefen[1]) von der Gestalt der einförmigen, Höhe von der Hüttensohle bis zur Gicht 4 m, Höhe der Formen in der Hinterwand über der Herdsohle 0.28—0.3 m, Breite hinten oben 0.9 m, unten 1 m, vorn oben und unten 0.5 m, Formenweite 5 cm, Formen wenig ansteigend, die Verlängerungen der Axen schneiden sich 0.4 m vor der Vorwand, so dass der Windstrom das flüssige Blei nicht trifft.


Fig. 73.



Während man früher, als die schwefelkiesreichen Erze noch nicht zur Schwefelsäurefabrikation benutzt wurden, saure Schlacken von der Oberharzer Bleiarbeit zuschlug, so bedarf es wegen des Blendegehaltes mehr basischer Schlacken (S. 69) und besteht die Beschickung durch-

1) Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 6, Fig. 5—7.

schnittlich aus 100 Thln. dreimal gerösteten Bleierzen (incl. Deckenerz und Zinkvirtiollaugrückstände), 40 Thln. Oker'schen Kupfererzschlacken, 12 Thln. Oberharzer Schliegschlacken und 1 bis $1^1/_2$ Thl. bleiischen Zuschlägen (Herd, Gekrätz). Zur Verminderung der Ofenbruchbildung arbeitet man mit heller Gicht bei 25 mm Windpressung und vertikalen Erz- und Cokessäulen bei 5 Thln. Beschickung auf 1 Thl. Cokes und einem täglichen Durchsetzquantum von 7250 kg Erz oder 11 000 kg Beschickung und 10—12 tägiger Campagne. Erfolg von 9 Proc. Werkblei und 2 Proc. Bleistein (eigentlich unreine Schlacke mit viel Schwefelungen), welcher zweimal geröstet und wiederholt im Schachtofen durchgestochen wird bis zu einem Gehalte von 50 Proc. Cu, worauf er an die Oker'sche Kupferhütte abgegeben wird. Bleierzschlacke mit $^1/_2$—$^3/_4$ Proc. Pb enthielt: 16.90 SiO_2, 35.05 FeO, 19.64 ZnO, 10.24 BaO, SO_3 (8.13 BaS), 6.31 Al_2O_3, 6.05 CaO. Trotz basischer Beschaffenheit hat sie keine Neigung zur Eisenabscheidung. Ableitung der Gichtgase durch seitliche Canäle 0.5 m unter der Gichtmündung durch Condensationskammern in eine 30 m hohe Esse. — Vierförmige Oefen[1]) von 0.50 m Weite auf der Sohle, von 1 m in der Formebene und an der Gicht, 1.20—1.25 m Weite bei 1 m über der Formebene, bei 6 m Höhe über der Hüttensohle und 0.36 m Höhe der Formebene über derselben. Bei dieser Ofenform werden durch die verengte Gicht die Zinkdämpfe rascher abgeführt, während die Erweiterung über den Formen Raum für die Sublimate giebt, so dass längere Campagnen erzielt werden. Pressung des von einem Root Blower gelieferten Windes bei 90—200 Umgängen pr. Minute = 22 bis 26 mm; Ansteigen der gusseisernen Wasserformen 3° bei 5 cm Rüsselweite. Gasabführung durch ein 1 m tief in die Gicht reichendes Centralrohr. Chargiren in horizontalen Lagen, tägliches Durchsetzquantum 8750—10 000 kg Erz mit 1150 bis 1250 kg Cokes bei einem Ausbringen von 11—12 Thln. Werkblei und 7—8 Thln. Stein aus 100 Thln. Erz (bei gleichen Erzen im zweiförmigen Ofen 7500—8700 kg Durchsetzquantum mit 1350—1450 kg Cokes und Ausbringen von 10.5—11.2 Proc. Werkblei und 6.7 Proc. Stein). Beschickung: 100 Erz (50 Proc. ausgelaugtes Klein und 50 Proc. Klümpe), 40—50 Oker'sche Kupfererzschlacken, 12—20 Lautenthaler Schliegschlacken, 0.7—0.8 Treibeherdmergel, 1—2 Rückstände vom Auslaugen des Flugstaubes. Schlacke: 13.64 SiO_2, 19.23 BaO, SO_3, 8.12 CaO, 2.44 Al_2O_3, 0.60 MgO, 19.09 ZnO, 1.17 Pb, 0.85 Cu, 1.92 S.

Analysen von älteren Producten:

	Pb	Fe	Cu	Zn	As Sb	S				
Bleistein . .	8.64	44.34	17.43	7.76	2.19	19.64 = $(\dot{P}b, \dot{Z}n)(\dot{F}e\ \dot{C}u)_2$				
	Cu	Pb	As	Sb	Fe	Co	Ni	Ag	S	
Bleisteinspeise	44.56	26.11	12.98	5.21	5.54	1.63	0.71	0.13	2.86	
	$\ddot{S}i$	$\bar{A}l_2$	$\dot{F}e$	$\dot{M}n$	$\dot{C}a$	$\dot{M}g$	$\dot{P}b$	$\dot{Z}n$	$\dot{C}u$	S
Erzschlacke .	27.66	6.00	50.30	Spr.	7.72	1.90	2.13	3.5	Spr.	2.23

Sauerstoffverhältniss von Säure und Basen 14.4 : 17.7.

Die in grosser Menge erfolgenden zinkischen Ofenbrüche[2]) (Ofengalmei) mit gegen 80 Proc. Zinkoxyd werden zur Darstellung von Zink und Chlorzink abgegeben.

Rothenbacher Hütte.

Rothenbacher Hütte im Siegen'schen. Erze der Grube Heinrichsegen bei Müsen: Fahlerze mit 0.12—0.14 Proc. Ag, 6—7 Proc. Cu und 1.5—2 Proc. Pb, nebst Kupferkies, Bleiglanz, Spatheisenstein, Quarz und Schwerspath; Kupferkiese mit 0.032—0.034 Proc. Ag, 5—6 Proc. Cu und Spur Ag nebst Quarz, Schwerspath und Fahlerz; Bleierze mit 0.024—0.1 Proc. Ag, 60 Proc. Pb und 0.5—1 Proc. Cu; wegen inniger Verwachsung der Erze nur beschränkte Aufbereitung durch Handscheidung und continuirliche Setzmaschinen zur Entfernung des Tauben und Separation nach den Hauptbestandtheilen. Erzarbeit: Rösten der Fahlerze in Quantitäten von 30 000 kg in offenen Stadeln (wegen Leichtschmelzigkeit nicht in Flammöfen) von 2.19—2.50 m Breite, 4.70 m Länge und 1.25—1.56 m Höhe, zu unterst 10.5 cm hoch Scheitholz, dann 5.2 cm Holzkohle, 10.5 cm Stufferz, 21 cm mit Kalk eingebundener Schlieg und Graupen, 5.2 cm Stufferz bei Wiederholung von 4—5 solcher Schichten, die obersten Erzschichten aber nur halb so stark; Röstdauer 3—4 Wochen bei einem Verbrauche von 0.63 cbm Holz, 16 Scheffel Holzkohlen und 30 kg Kalk auf 5000 kg Fahlerz; Rösten der Bleierze in Fortschaufelungsöfen von 12.52 m Länge und 1.88 m Breite des Herdes mit 9 Arbeitsöffnungen an einer langen Seite (früher in Haufen), Ausziehen von 2000 bis

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 97. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. S. 42, 185. Muspratt, techn. Chemie 7, 1162.

2500 kg gesintertem Erz bei 5 Scheffel Kohlenverbrauch alle 12 St., Abzug der Röstgase durch Flugstaubkammern in eine 25 m hohe Esse. Je nach den vorhandenen Erzen sehr variable Beschickung, am liebsten gleiche Theile Fahl- und Bleierze mit eisenreichen und etwas kupferhaltigen Steinschlacken, nöthigenfalls Puddelschlacken, um eine Singulosilicatschlacke zu bilden; je nachdem quarzige und schwerspäthige oder eisenspäthige Erze verschmolzen werden auch Zuschlag von eisenspäthigen oder quarzigen rohen Kupferkiesen und Gaarkrätze unter Beschränkung des Puddelschlackenzuschlages; der Schwefelgehalt der rohen Kupfererze und auch der unvollständig gerösteten Bleierze soll einem Speisefalle entgegen wirken und zur Ansammlung des Kupfers im Steine beitragen, während das Blei den grössten Theil des Silbers aufnimmt. Schmelzen in Sumpföfen von 3.78 m Höhe über den Wasserformen von 5.2 cm Durchmesser und von 0.94 m Weite im Querschnitte bei in 1.57 m Höhe über den Formen geneigter Rückwand, Stechen der 2 Formen von 3° zur Begünstigung der Antimon- und Arsenverflüchtigung (Pilz'sche Rundöfen gestatten nicht eine Nasenbildung, deren Beobachtung für das Schmelzen so variabler Beschickung erforderlich ist zur Erhaltung eines normalen Schmelzganges); auf 1 Trog Cokes 9—10 Tröge oder durchschnittlich 15 kg Beschickung; Durchsetzen von 8000 bis 8500 kg Beschickung in 24 St. bei 8maligem Abstechen; Abheben des Steines und Abziehen der Speise mit 30—35 Pb, 20 Cu und 156—176 g Ag in 50 kg vom Werkblei mit 156—176 g Ag in 50 kg, 0.5—1 Proc. Cu und 20 Proc. As und Sb (zum Abtreiben), Schlacken mit 1.5 Proc. Pb. Verschmelzen der Speise bei hinreichendem Vorrathe im Halbhohofen mit rohen Kupfer- oder Bleierzen auf Werkblei, Stein und Schlacke. Entsilberung der Steine: Rösten des ersten Bleisteines mit 10—15 Proc. Cu, 15 Proc. Pb und 51—64 g Ag in 50 kg in freien Haufen von 20 000—70 000 kg Inhalt in 10—17 Tagen, zweite Röstung des Rohgebliebenen; Schmelzen des Röstgutes mit Ofenbrüchen, silberhaltigen rohen Kupfererzen und Erzschlacken im Halbhohofen, und zwar 5000 kg Erz in 24 St.; auf 1 Trog Cokes 12—15 Tröge Beschickung. Erfolg von Werkblei mit 144—153 g Ag in 50 kg, zweiter Bleistein mit 20—25 Proc. Cu, 5 Proc. Pb und 33 g Ag in 50 kg; Erfolg beim Durchstechen desselben im ungerösteten Zustande mit Glätte und Herd (auf 4 g Ag 1 kg Pb), Erzschlacken und einer geringen Menge roher silberarmer Kupferkiese (z. B. 10 Stein, 1 Kupferkies, 3 Herd oder 2.3 Glätte und 7 bis 8 Bleischlacke) aus 5000 kg Beschickung in 24 St.: Werkblei mit 72 g Ag in 50 kg und erster Kupferstein mit 20—25 Proc. Cu, 2 Proc. Pb und 20 g Ag in 50 kg, Durchstechen desselben zur möglichsten Entsilberung mit bleiischem Herde ohne rohe Kupfererze auf Werkblei mit 64 g Ag in 50 kg und zweiten Kupferstein mit etwa 35 Proc. Cu und 7—8 g Ag in 50 kg (nochmalige Entsilberung, wenn der Silbergehalt noch 10 g beträgt) zur Kupferarbeit, bei welcher der Silbergehalt nicht weiter gewonnen wird. — Directe Fahlerzarbeit wird nur zeitweilig angewandt, wenn sich die Glättevorräthe in Folge schlechter Conjuncturen sehr angehäuft haben und man zur Vermeidung einer Vermehrung des Betriebscapitales keine weiteren Bleierze in die Arbeit geben will, wobei man allerdings ein Product (Glätte) in die Arbeit bringt, auf welches schon bedeutende Schmelzkosten verwandt sind, ohne sie wieder bezahlt zu erhalten. Schmelzen von 10 gerösteten Fahlerzen mit 3 Glätte, 4 Bleischlacke und 1 Kupferkies, wobei auf 1 Ag etwa 240 Thle. Blei kommen, auf Werkblei mit 160—200 g Ag in 50 kg und Fahlerzrohstein mit höherem Kupfer- und geringerem Bleigehalte, als der erste Bleistein; wird nach Analogie des zweiten Bleisteines und ersten Kupfersteines durch bleiische Vorschläge entsilbert bei Erfolg von einmal und zweimal entsilbertem Fahlerzrohstein, welcher hinreichend silberarm (7 bis 8 g Ag in 50 kg) mit dem zweiten Kupfersteine weiter verarbeitet wird.

Neuerungen auf Rothenbacher Hütte. Zunahme des Kupfer- und Arsengehaltes und Abnahme des Silbergehaltes nach der Tiefe zu. Zweimaliges Rösten des Kupfersteines im Freien, Concentriren im Schachtofen, Mahlen und Todtrösten des Concentrationssteines im Flammofen, Verschmelzen auf Schwarzkupfer im Brillenofen, Gaarmachen desselben im Spleissofen mit mehrmaligem Vor- und Zurückpolen.

Stadelröstung.

2) Bei Röstung in Stadeln.

Fahlun.

Fahlun.[1]) Rösten des mit Zinkblende, Schwefel- und Kupferkies innig gemengten Bleiglanzes mit 6—10 Proc. Pb, 2—3 Proc. Cu und 0.008 Proc. Ag in Stadeln (S. 74), Schmelzen mit bleiischen Producten, Quarz und Erzschlacken im 5.344 m hohen Sumpfofen auf Werkblei (zum Abtreiben) und Stein mit 6—8 Cu und

1) Kerl, Met. 3, 184.

0.067—0.83 Proc. Ag im Ctr.; Rösten desselben in Stadeln und Schmelzen mit reinem Bleiglanze, Quarz, Darrherd und Schlacke auf Werkblei und Kupferstein mit 12 bis 16 Proc. Cu.

Rhonehütten.

Rhonehütten.[1]) Verschmelzen der in Stadeln (auch in Flammöfen) gerösteten Erze in einem 1.8 m hohen Spurofen mit Eisenfrischschlacken und Bleischlacken.

3) Bei Röstung in Schachtöfen.

Schachtofenröstung.

Unterharz.

Unterharz.[2]) Röstung von melirten Rammelsberger Erzen mit 3.5—5 Proc. Blei, 2.79—5.48 Proc. Kupfer und 0.01—0.015 Proc. Silber in Kilns (S. 76), dann zweimal in bedachten Haufen bis auf 5—6 Proc. Schwefel, Verschmelzen mit $^1/_6$ Oberharzer Schliegschlacken, $^1/_{12}$ Oker'schen Kupferschlacken und $^1/_{12}$ gerösteten Lehmsohlen (Alles dem Volumen nach) in Sumpföfen von 4.393 m Höhe, 941 mm Weite hinten, 366 mm Weite vorn, 1.098 m Tiefe bei 26—30 mm Quecksilberpressung mit 30 Proc. Brennmaterial vom Erze; von 100 Erz erfolgen 2.8—4.27 Werkblei und 17.88—19.6 Stein. — Neuerdings Schmelzen der gerösteten Melirerze (S. 76) in 2förmigen Oefen von 2.75 m Höhe von den Formen bis zur Gicht, Breite an der Hinterwand 0.68 m, an der Vorderwand 0.34 m bei etwas geneigten Formen. Schmelzen von 100 Thln. Erz mit 32—50 Thln. eisenreichen Schlacken von Kupfersteinschmelzen mit etwa 43 Thln. Cokes bei heller Gicht und 25 mm Quecksilberpressung des Windes; Campagnendauer 3—4 Wochen. Erfolg: Werkblei mit 0.17—0.2 Proc. Ag und relativ reicher an Gold, als das Werkblei von Bleierzen (S. 91), wird gesaigert und abgetrieben, die kupferhaltige Glätte (88 Pb, 1.06 Cu, 0.002 Ag) wird verfrischt, das kupferhaltige Blei gesaigert, die Schlicker vom Werkbleisaigern auf Werkblei, Kupferstein und Speise verschmolzen; Erzschlacke mit 0.3 Proc. Pb und $^3/_4$ Proc. Cu, u. A. enthaltend: 19.00 SiO_2, 37.70 FeO, 11.90 ZnO, 9.56 BaS, 12.10 Al_2O_3, 6.48 CaO; Bleistein, z. B. mit 30.53 Fe, 16.35 Zn, 16.81 Cu, 5.09 Pb und 16.38 S, wird auf silberhaltiges Schwarzkupfer verhüttet, weil der hohe Zinkgehalt die Abscheidung des Bleies bei den nachfolgenden Schmelzungen verhindert; zweimaliges Rösten des Steines in Haufen von 100000 kg Inhalt während resp. 3 und $2^1/_2$ Wochen; auf 5000 kg Stein 1—1.2 cbm Rösteholz, Schwefelrückhalt 4—5 Proc. Schmelzen von 100 geröstetem Steine mit 20 zweimal geröstetem Kupferkniest (Schiefer mit wenig Kupfererz) bei heller Gicht in 24 St. 6250 kg Beschickung mit 33 Proc. Cokes und bei etwas Stechen der Form nach dem Vorherde zu. Erfolg: Schlacken mit 0.5 Proc. Cu, z. B. 26.95 SiO_2, 42.91 FeO, 2.68 ZnO, 14.21 Al_2O_3, 5.08 CaO; Bleisteinkönige (Speise) mit 60—70 Proc. Cu und 0.25 Proc. Ag, im Spleissofen granulirt und mittelst Schwefelsäure von Gold und Silber befreit; Kupferrohstein mit 40 Proc. Cu und 0.06 Proc. Ag, auf Holzbetten geröstet, Schmelzen im Flammofen auf Schwarzkupfer und gleich darauf folgendes Raffiniren.

Bottino.

Bottino.[3]) Rösten von Bleiglanz mit Schwefelantimon, Fahlerz, Bournonit, Kupfer- und Schwefelkies, Zinkblende und mit kieselsäurehaltigen Gangarten bei 28 Proc. Pb in Schachtöfen (S. 77), Schmelzen in 3.25 m hohen Sumpföfen mit $^1/_3$ armen und reichen Bleischlacken und $^2/_3$ geröstetem, im Schachtofen ausgelaugten Steine, bleiischen Zuschlägen und Eisenfrischschlacken auf Werkblei und Stein.[4])

Japan.

Japan. Rösten von Stöckeln im Schachtofen, Schmelzen mit Eisen, Saigern des Werkbleies, Abtreiben, Trennung des Goldes vom Silber durch Schwefel.

4) Röstung in discontinuirlichen Flammöfen (Krählöfen).

Krählofenröstung.

Ungarn.

Nieder-Ungarn.[5]) (Schemnitzer gewerkschaftliche Hütte.) Staubrösten der gold- und silberhaltigen kiesigen Erze in kleinen ungarischen Flammöfen, Schmelzen mit Eisenfrischschlacken in zweiförmigen Sumpföfen von 5.69 m Höhe; Abtreiben des Werkbleies ohne vorherige Reinigung, dann aber Saigern und Polen des Frischbleies; Steinconcentration mit viel Reichverbleiungsschlacken unter Zuschlag von Agalmatolith, wobei eine rasche Anreicherung des Kupfers stattfindet.

---

1) Kerl, Met. 2, 222. 2) Preuss. Ztschr. 19, 157. B. u. h. Ztg. 1871, S. 264. 3) Kerl, Met. 2, 223. B. u. h. Ztg. 1868, S. 205; 1871, S. 62. Oest. Ztschr. 1870, Nr. 6. 4) Percy, Silver and Gold 1880, 1, 551. 5) Kerl, Met. 2, 207, 288. Oest. Ztschr. 1857, S. 101, 332; 1871, Nr. 1, S. 37; 1873, Nr. 38—44. B. u. h. Ztg. 1871, S. 253; 1873 S. 411. Gedenkbuch der 100jähr. Gründung der Schemnitzer Akademie. Schemnitz 1871.

Amerika.

Utah und Nevada.[1]) Schlackenrösten in kleinen mexikanischen Oefen und Schmelzen des Röstgutes mit eisenhaltigen Zuschlägen in Pilz'schen Oefen oder in von Arents modificirten Pilz'schen Oefen mit automatischem Bleistiche (S. 37, 47). Auf dem Swansea-Silberschmelz- und Raffinirwerke zu Chicago[2]): Rösten im Fortschaufelungsofen oder Rotirofen (S. 86), Schmelzen im zweiförmigen Schachtofen mit automatischem Stiche. Meist wird das Erz im rohen Zustande mit eisenhaltigen Zuschlägen verschmolzen (S. 67).

Mexico.

Mexico.[3]) Rösten im Flammofen und Schmelzen im castilianischen und Freiberger Ofen.

Fortschauf. Rösten.

5) Bei Röstung in continuirlichen Oefen (Fortschaufelungsöfen).

Freiberg.

Freiberg. Verarbeitete Erze auf Muldner und Halsbrücker Hütte: Bleierze, und zwar bleiische Erze mit 15—29 Proc. Pb und Glanze mit 30—80 Proc. Pb, Durchschnittsgehalt 40 Proc. Pb und 0.15 Proc. Ag; Kupfererze mit 1—10 Proc. Cu; Arsenerze, von 10 Proc. Arsengehalt an bezahlt, mit 10—40 Proc. As, silberhaltig; Zinkerze mit 30—40 Proc. Zn, Zinkgehalt bezahlbar bei nicht über 5 Proc. Pb; Schwefelerze, kiesige Erze mit 20—25 Proc. S und darüber; bei hohem sonstigen Metallgehalte, z. B. von 24 Proc. Pb, 24 Proc. As, über 12 Proc. Zn, wird der Schwefel nicht bezahlt; quarzig kiesige Erze mit 10—19 Proc. S. Dürrerze sind alle Silbererze, die kein bezahlbares Pb und Cu enthalten und dann kiesig, quarzig oder quarzig kiesig sein können. Aelteres Verfahren[4]): Rösten unreiner, Schwefel-, Arsen- und Kupferkies, Zinkblende nebst erdigen Substanzen enthaltenden Erze mit 15—60 Proc. und mehr Blei erst in ungarischen (S. 80), dann in englischen Flammöfen (S. 80) und zuletzt in combinirten Flamm- und Muffelöfen (S. 81); Verschmelzen des Röstgutes mit geröstetem Rohsteine (dargestellt aus gerösteten silberarmen kiesigen Zuschlagserzen und Bleischlacken erst im Schachtofen, dann im eine längere Reaction der Massen zulassenden und mehr fördernden Flammofen durch Roharbeit), gebranntem Kalk, Bleischlacken und Dürrerzen (Erden mit eingesprengten Silbererzen, zuweilen mit Schwefelkies und Blende) im einförmigen, dann im zweiförmigen Wellner'schen Doppelofen (S. 34) (Schmelzmasse in 24 St. 3000 kg Erz, 1000 kg Bleistein, 125 kg Kalk oder Flussspath, 3750—4500 kg Schlacken mit 1200—1350 kg Cokes) und im Stolberger Ofen (S. 43) von 3.63 m Höhe, 1.32 m Weite hinten und 0.64 m Weite vorn im Niveau der Formen und 0.71 m Tiefe bei 4 convergirenden Wasserformen in der Hinterwand (Verschmelzen von 10 000 kg geröstetem Erze, 5000 kg geröstetem Steine, 500 kg Kalk und 17 000 kg reichen Schlacken mit 3300 kg Cokes, Schlacken mit 2 Proc. Blei) auf Werkblei (zuweilen Speise) und Bleistein mit 20 Proc. Pb, 10 Proc. Cu und 0.2 Proc. Ag, Umschmelzen (Verändern) desselben ungeröstet.

(Aelteres Verfahren.)

Rösten des kupferreicheren veränderten Steines ($m\dot{R} + n\dot{R}$) und Schmelzen mit Bleisteinschlacken (Singulosilicate), Glättfrischschlacke und Flussspath auf Kupferstein mit 30 Proc. Cu und 0.18 Proc. Ag, Entsilberung des gespurten Kupfersteines nach Augustin's Methode und Verschmelzen des Rückstandes davon auf Schwarzkupfer. Die Erzschlacken sind Singulosilicate mit 24—30 Proc. SiO_2, 0.5—1 Proc. Cu, 3—5 Proc. Pb und 0.04—0.05 Proc. Ag im Ctr.

Neueres Verfahren.

Neueres Verfahren[5]), bei welchem der Schwerpunkt auf möglichst vollkommene Vorbereitung der sehr verschiedenartigen Erze unter Nutzbarmachung der dem Schmelzprocesse oder sonst nachtheiligen Beimengungen (Zink, Arsen, Schwefel) gelegt ist. Bei einem einfachen Schmelzbetriebe arbeitet man auf Massenproduction und verschmilzt die nicht absetzbaren Erzschlacken mit kiesigen Erzen auf Rohstein, der im gerösteten Zustande als eisenhaltiger Zuschlag dient. Rösten der arsenarmen Stuffkiese mit nicht 15 Proc. Zn in Kilns (S. 77); der Kiesschliege in

---

1) The Engineering and Mining Journal, New York 1871, XII, Nr. 22; 1872, XIII, Nr. 2 u. 3. B. u. h. Ztg. 1872, S. 45. 2) Eng. and Min. Journ. 1875, Vol. 20, Nr. 8. B. u. h. Ztg. 1875, S. 364. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 133. 4) Kerl, Met. 2, 192. Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 92. Rammelsberg's Met. S. 240. Percy, Lead p. 304. B. u. h. Ztg. 1865, S. 408; 1869, S. 346. Chevallier, Expos. univ. de 1867 à Paris 5, 623. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 69, 135, 271; 1870, S. 320; 1871, S. 101, 244; 1874, S. 236; 1879, S. 175. Oest. Ztschr. 1869, Nr. 45. Eng. and Min. Journ., New York 1871, Vol. 12, Nr. 8 u. f. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 204. Preuss. Ztschr. 19, 180. Annal. des mines 1875, Taf. 7, p. 261. Percy, Silver and Gold 1880, 1, 541.

Gerstenhöfer'schen Oefen (S. 78); blendiger Erze mit 15—30 Proc. Zink im Gerstenhöfer-, dann im Fortschaufelungs-Ofen und Entzinken durch Erhitzen mit Cokes im Flammofen (S. 69); der Bleierze (Glanze mit mehr als 30 Proc. Pb und bleiische Erze mit unter 30 Proc.) im Fortschaufelungsofen (S. 96) gemeinschaftlich mit gerösteten kiesigen und zur Realgarfabrikation benutzten Erzen bis zum Verschlacken; Arsen- und Schwefelkies enthaltende Erze mit durchschnittlich 15 Proc. As und 26—28 Proc. S werden bei Luftabschluss zur Realgarfabrikation erhitzt. Beschickung zur Muldner Hütte schlackenreicher, als zur Halsbrücker Hütte wegen grösseren Zinkblendegehaltes, welcher auch einen grösseren Zusatz von rohem oder wenig geröstetem Steine veranlasst, um einen grösseren Steinfall zu erzielen (S. 90). Beschickung zur

	Muldner Hütte	Halsbrücker Hütte
Geröstetes Erz	100 kg	100 kg
Roher Stein	15 „	3.1 „
Stuffkies aus den Kilns	15 „	— „
Eigene Schlacken	80—100 „	50 „
Entzinkungsrückstände	— „	3.3 „
Flussspath	— „	0.3 „
Schwerspath	— „	0.1 „
Kalkstein	— „	1.6 „

Schmelzen in 8förmigen Pilz'schen Oefen (S. 38) (statt in Wellner'schen Doppelöfen und Stolberger 3förmigen Oefen) von 25 000—30 000 kg Erz (durchschnittlich mit 17.6 Proc. Pb, 0.6 Proc. Cu und 0.109 Proc. Ag) = 55 000—70 000 kg Beschickung in 24 St. auf Muldner Hütte, resp. 35 000 und 50 000 kg auf Halsbrücker Hütte, Windpressung 24—36 mm Quecksilber, 1 kg Cokes trägt 10—11 kg Beschickung oder 4.5—7 kg Erz. Production 7000—8000 kg Werkblei mit 0.5 bis 0.6 Proc. Ag täglich und 6250—7500 kg Stein mit 15 Proc. Pb, 8—12 Proc. Cu und 0.15—0.20 Proc. Ag; Schlacke mit 2—4 Proc. Pb, 0.2—0.3 Proc. Cu und 0.025—0.05 Proc. Ag. — Schlackenarbeit: Verschmelzen der Erz- und Kupferarbeit-Schlacken mit rohem und geröstetem Bleisteine, bleiischen Verschlägen, sonstigen Zwischenproducten und Abfällen (Raffinirkrätzen, Zinkrückständen, Speise von der Entzinkung, silberhaltiges Kupfer) nebst Kalkstein und Flussspath im Pilz'schen Ofen auf absetzbare Schlacke mit 30—34 Proc. SiO_2 und 1—2.5 Proc. PbO und Kupferbleistein mit bis 25 Proc. Cu, welcher in Kilns von 3 m Höhe und 1.5—3 m Weite abgeröstet, im Pilz'schen Ofen mit gerösteten kiesigen Dürrerzen, reinen Kupfererzen, Bleischlacken und Bleisteinconcentrationsschlacken auf Spurstein mit 40 Proc. Cu verschmolzen, dieser, um das Schwefeleisen möglichst vollständig in Eisenoxyd überzuführen, in einem Flammofen scharf abgeröstet, und im Flammofen mit Schwerspath und kieseligen und schwerspäthigen Dürrerzen concentrirt wird, wobei das Eisen von der Kieselsäure bis auf 0.2 Proc. verschlackt und das oxydirte Kupfer vom Schwerspathe geschwefelt wird; Todtrösten des mindestens 70 Proc. Cu enthaltenden Concentrationssteines, Auflösen in verdünnter kochender Schwefelsäure, Zusatz des zurückbleibenden silber- und goldhaltigen Schlammes zum Bleierzschmelzen und Erzeugung von Kupfervitriol aus der Lauge.

Metallverluste bei sämmtlichen Processen nach Carnot an 1.11 Proc. Silber und 19.27 Proc. Blei, nach von Beust resp. 1 und 15 Proc.

Zur Muldner Hütte schmilzt man in neuester Zeit in vier Pilzöfen mit Kühlringen (S. 38), in deren erstem mit 8 Formen nur Röstgut verarbeitet wird, und zwar 27 500 kg Beschickung, 27 500 kg Schlacke von der eigenen Arbeit und 5000 kg Zuschläge; auf einen Satz von 300 kg Erz und 300 kg Schlacken kommen 50 kg Cokes bei 40—45 Chargen in 12 St. und 2.5—3.5 cm Quecksilber Windpressung. Abfluss der Schlacke in Töpfe (S. 91), Abstechen von Werkblei und Stein dreistündlich, wobei das Stichloch erst mit Thon, dann mit einem Holzpflocke geschlossen wird. Erfolg in 12 St. von 5000 kg Werkblei mit 50—60 Pfdthlen. Ag (zum Saigern), 2550 kg Stein mit 20—25 Pfdthlen. Ag, 25—30 Proc. Pb und 6—15 Proc. Cu, (z. B. mit 30—40 Pfdthlen. Ag, 25 Proc. Pb, 10 Proc. Cu, 40 Proc. Fe, 1.5 Proc. Zn), in Kilns oder Röststadeln geröstet zum Erzschmelzen, 140 Tiegel Schlacke mit 0.003 bis 0.005 Proc. Ag, 5 Proc. Pb, 9 Proc. Zn, 0.2—0.3 Proc. Cu. Verschmelzen der Erzschlacke im zweiten Pilzofen, etwa $^1/_3$ kleiner, als der erste, mit 4 Formen bei 1.5 bis 2 cm Pressung mit fremdem Kupfersteine und Gekrätze auf Werkblei (zum Sai-

gern), Stein (zum Rösten) und Schlacke, welche letztere im dritten und vierten 8förmigen Pilzofen, etwas höher (8 m), als der erste, verschmolzen wird, und zwar Sätze von 300 kg Schlacke, 37.5 kg Zuschlägen (Glätte u. s. w.) und $^1/_2$ hl Cokes, 80 Sätze in 12 St. Erfolg in 12 St. von 140 Tiegeln à 150 kg Schlacke, 150—500 kg Stein mit 15 Pfdthln. Ag, 10—20 Proc. Pb und 20—30 Proc. Cu und 1000—1500 kg Werkblei mit 40 Pfdthln. Ag. Der Stein enthält etwas Speise, welche abgeschlagen, angesammelt und durch Verbleien entsilbert wird. Die absetzbare Schlacke enthält durchschnittlich 27 SiO_2, 7 Al_2O_3, 41 FeO, 1.5—3.5 Pb, 8.5 Zn, 3.5 $CaO + S$, 0.001 Ag. — Schmelzen des Bleisteines mit kupferhaltigen Zuschlägen, Schlacken von der Spur- und Concentrationsarbeit, Abstrich, Herd, Glätte und bleiischen Verschlägen, wobei veränderter Bleistein mit 20—25 Pfdthln. Ag, 20—25 Proc. Pb und 14—16 Proc. Cu erfolgt bei Schlacken mit 5 Proc. Pb und 0.5 Zehntausendstel Silber. Rösten des Steines in Kilns, dann mit noch 15 Proc. Schwefel in Wellner'schen Röststadeln, in denen der Stein nach 15—16 St. Feuerung in Brand geräth, bei 30 000—40 000 kg Fassungsraum, Röstdauer etwa 5 Wochen; Schmelzen des zweifeurigen Steines mit 5—8 Proc. Schwefel im Schachtofen auf Kupferstein mit 20 Zehntausendstel Ag, 25—30 Proc. Cu, 10—15 Proc. Pb und Schlacken mit 0.1 Zehntausendstel Ag, 1.5—2 Proc. Pb. Rösten des Kupfersteines in Kilns und Stadeln; Schmelzen mit 20 Proc. Rohstein, des Schwefelgehaltes wegen, und 5 Proc. quarzigen Erzen im Englischen Flammofen mit Quarzherd von 3.68 m Länge und 2.68 m grösster Breite auf Spurstein mit 45—50 Proc. Cu, 4—6 Proc. Pb und 30 Zehntausendstel Ag bei Schlacken mit 5—10 Proc. Pb, 1 Proc. Cu und 0.5 Zehntausendstel Ag zum Steinschmelzen. Rösten des Spursteines im Fortschaufelungsofen mit etwas Cokeskläre, Concentriren im Flammofen mit Quarz und Schwerspath (1500 kg gerösteter Stein, 250 kg Quarz und 300 kg Schwerspath) auf Stein mit nur 0.14 Proc. Fe; Schlacke mit 5—10 Proc. Pb und 3—5 Proc. Cu zum Schlackenschmelzen, Concentrationsstein mit 0.4 Proc. Ag, 3—4 Proc. Pb, 72 Proc. Cu und höchstens 0.2 Proc. Fe gepocht, todtgeröstet und mit Schwefelsäure auf Kupfervitriol verarbeitet. Schertel[1]) hat neuerdings die Gichtgase aus einem 8förmigen Rundofen untersucht, um über die Ausnutzung des Brennstoffes Aufschluss zu erhalten.

Analysen von neueren Hüttenproducten:

Bleierzschlacke.			Spurstein. a	Spurstein. b	Spurstein. c	Concentrationsstein.	
Kieselsäure	31.15	Kupfer	33—43	32.9	43.81	69—74	76.4
Eisenoxydul	41.31	Blei	14—17	15	22.87	3—7	4.2
Zinkoxyd	7.85	Eisen	16—20	19.5	8.44	0.2	0.14
Bleioxyd	1.47	Zink	—	—	1.76	—	—
Kalkerde	6.45	Nickel	—	—	0.39	0.3	—
Baryterde	3.58	Silber	0.20—0.80	0.25	—	0.30—0.40	0.29
Magnesia	1.06	Antimon	—	—	0.96	0.5—1.0 (Antimon + Arsen)	—
Manganoxydul	2.10	Arsen	—	—	0.17		—
Kupferoxydul	0.16	Schwefel	21—24	23.8	20.0	14—19	14.05
Thonerde	3.18						
Schwefel	1.86						

$c = 5(Fe, Zn, Ni)S + 3 PbS + 9 Cu_2S$.

$3(2RO, SiO_2) + RO, SiO_2 =$
$3 R_2SiO_4 + RSiO_3$.

Call. Call in der Eifel.[2]) Rösten von mehr oder weniger reinen Bleierzen mit über 52 Proc. Blei mit Kupfer, Antimon, Zink u. s. w. im Fortschaufelungsofen (S. 85), Schmelzen des Röstgutes in 6.28 m hohen einförmigen und in einem 5förmigen Stolberger Tiegelofen von 1.098 und 0.785 m Weite und 5.65—6.28 m Höhe, je 1 Form in den Seiten- und der Hinterwand, je 1 in den beiden hinteren Ecken, sämmtlich nach dem Schlackenstich zu blasend; Beschickung 350 Erz, 100 Puddelschlacken, 50 Kalkstein, alte Bleischlacken; Ventilatorwind von 222 mm Wasserpressung; im 1förmigen Ofen in 24 St. 5000—5500 kg Erz mit 25 Proc. Cokes. Schlacke 36.27 Kieselsäure, 1.39 Bleioxyd, 59.29 Eisenoxydul, 1.40 Zinkoxyd, 0.73 Kalkerde, Sauerstoffverhältniss von Basen zur Säure 2 : 3; Werkblei zur Zinkentsilberung; Verschmelzen des Bleisteines mit gesaigertem Silber-Zinkschaume in etwas engeren 5.65—6.28 m hohen Oefen auf zu entsilberndes Werkblei und Kupferstein, welcher nach vorheriger Entsilberung durch Schmelzen mit bleihaltigen silberarmen Sub-

1) Freiberger Jahrb. 1880. 2) Oest. Ztschr. 1871, S. 411.

stanzen (Weissbleierz, Bleisulfat aus Kattunfabriken, Abfällen der Mennigebereitung) behufs Ausziehung des Kupfergehaltes chlorirend geröstet und auf Cementkupfer verarbeitet wird; Raffiniren des zinkhaltigen Armbleies bei niedriger Temperatur in Eisenkesseln unter Zusatz reinigender Substanzen (Salpeter und Aetznatron) und Verschmelzen des dabei erfolgenden Krätzes auf Hartbei mit 8—9 Proc. Antimon, welches nochmals raffinirt wird und der Abzug davon dann Hartblei mit bis 25 Proc. Antimon giebt.

Braubach im Nassauischen.[1]) Bleiglanz mit 70 Proc. Pb, Rösten im Fortschaufelungsofen (S. 85) wohl unter Zusatz von Goldsilberkrätzen, wenn sie reichlich vorhanden. Möllern von 100 Röstgut, 130 eigenen Schlacken, 33 Eisenfrischschlacken, 25 Kalkstein, 1 Ofenbruch, 2—3 Kupferschlacke vom Steinconcentriren und 7 Goldsilberkrätz, mit Kalkbrei angemacht, und Einmengen der Cokes ins Möller. Tiegel-Rundöfen mit Wasserringen, besser mit Freiberger Kühlringen, 8 m hoch und 1.5 m in der Formgegend weit. Glockenapparat in der Gicht, dieselbe nicht offen, weil beim Schmelzen von Zinkschaum viel zinkischer Rauch entseht, welcher für die Arbeiter beim Abstossen der Gichtschwämme schädlich ist. Brust des Ofens weit offen und mit Gestübbe geschlossen, welches zur Ausräumung zinkischer Ansätze weggenommen wird. Verschmelzen des reichen Zinkschaumes hinter Erz her, dann wieder von Erz; Herd kesselförmig mit Gestübbe ausgeschlagen (Freiberger Oefen haben einen geraden Herd). Verschmelzen in 24 St. von 15 000 kg Bleiglanz mit 70 Proc. Pb und 10.5 kg Gekrätz. Abstechen von Werkblei und Stein alle 2 Stunden und Abheben des erkalteten Steines am Haken vom Werkblei; Abstechen der Schlacke vor dem Werkblei und Steine in zwei Töpfe vor einander, in deren ersterem Stein zurückbleibt; Schlacke mit 0.8 Proc. Pb und unter 1 g Ag in 100 kg, wegen des Gekrätzes strengflüssiger, dient zur Herstellung von Schlackenziegeln, indem man unten in die Form kalte Schlacken thut, darauf flüssige, dann einen starken Deckel. (Leichtflüssige Schlacken fliessen continuirlich ab, z. B. in Freiberg.) Erfolg von sehr reichem Werkblei täglich 9000 kg zur Zinkentsilberung; Bleistein je nach der Röstung der Erze und der Grösse der Schlackenzuschläge mit 7—16 Proc. Pb, 7—8 Proc. Cu und 60 g Ag in 100 kg, wird auf Steinbrechern gröblich zerkleinert, dann feiner gebrochen, im Fortschaufelungsofen geröstet, mit Quarz im 3förmigen, 1.3 m weiten Rundofen auf Spurstein mit 30—34 Proc. Cu durchgesetzt, wobei $^2/_3$ des Gehaltes an Ag und Pb ausgebracht werden, im Flammofen mit Quarz und Schwerspath concentrirt auf 70 Proc. Cu; Todtrösten des Concentrationssteines und Extrahiren mit Salzsäure behufs Abscheidung von Ag und Au (siehe Kupfer und Silber). Braubach.

Emser Hütte.[2]) Rösten von Zinkblende, Spatheisenstein, Kupferkies und Fahlerz enthaltendem Bleiglanze mit 50 Proc. Blei und 40—60 g Silber in 100 kg Erz im Fortschaufelungsofen (S. 85), Schmelzen von 15 000 kg Erz, 20 000 kg Bleischlacken, 7500 kg Schweissofenschlacken, 1500 kg Kalk und 1250 kg bleiischen Producten in 24 St. mit 10 Proc. Cokes bei 13 mm Quecksilberpressung und 39 mm Düsendurchmesser im 12förmigen Raschetteofen von 2.823 m Länge, 1.098 m Breite und 4.393 m Höhe, nach oben 0.471 m auseinander gehend; die 2förmigen Vogl'schen Oefen von 4.86 m Höhe, welche in 24 St. nur 6000 kg Beschickung mit 20—30 Proc. Cokes durchliessen, sind durch Pilz'sche Oefen ersetzt. Die Kastenformen haben die S. 42 angegebene Einrichtung und ihr Rüssel liegt nicht in der Ebene der Ofenwände, sondern es bleibt noch 209 mm Mauerwerk zwischen diesem und dem Ofeninnern. Werkblei zur Zinkentsilberung, Raffination des zinkhaltigen Armbleies durch Wasserdampf, Rösten des Bleisteines (etwa 1 Proc.) mit 3—4 Proc. Kupfer und 8 Proc. Blei in Stadeln, Verschmelzen desselben auf Kupferstein mit 32 Proc. Kupfer, welcher verkauft wird. Schlacken sind Singulosilicate mit 27.5—29.5 Kieselsäure, 27—32 Eisenoxydul und $^1/_2$ Proc. Blei. — Neuerdings Aenderung des Principes der Aufbereitung, indem man zur Verminderung der Verluste dieselbe weniger weit treibt und ärmere Erze verschmilzt, wo dann aber ein innigeres Vermengen der verschiedenen Erzsorten durch gemeinschaftliches Verwalzen erforderlich wird. Beschickung: 100 Erz, 40 Puddelschlacken, 20 Kalkstein, 80 eigene Schlacken, sowie bleiische Zuschläge. Vier 8förmige Pilzöfen mit Wasserkühlung und Kühlringen, oben 2 m, unten 1.5 m weit und 4.8 m hoch. Durchsetzen von 25 t Erz in 24 St. mit 10 Proc. Cokes von der Beschickung, Chargiren der Cokes in Ems.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 176, 186; 1869, S. 69. Vergleichung der Resultate im 5- und 7förmigen Rundofen in B. u. h. Ztg. 1878, S. 369. 2) Kerl, Met. 2, 231, 333. B. u. h. Ztg. 1864, S. 361 (Aufbereitung); 1865, S. 176; 1866, S. 12; 1869, S. 346. Chevallier, Expos. univers. de 1867 à Paris 5, 615.

die Mitte. Ventilator für 3 Schmelzöfen giebt bei 36 cm Wasserpressung gleichmässigeren Wind, als das noch vorhandene Schiebergebläse, bei weniger Brennstoffverbrauch. Behandlung von Werkblei und Bleistein wie oben, ersteres nach Hermann's modificirtem Zinkprocess.

Holzappel. Holzappel im Nassauischen.[1]) Erzbeschickung für eine Schicht: 750 kg Rost (S. 85) mit 58—60 Proc. Blei, 250 kg Schweissschlacke, 500 kg Bleischlacke, 125 kg Kalkstein nebst Treibherd, Ofenbruch und etwas metallisches Eisen; Schmelzen von 9000 kg gerösteter Erze in 24 St. in 2 förmigen 4.079 m hohen, hinten 0.941—1.255 m und vorn 0.785 m weiten Tiegelöfen mit 12 Proc. Cokes (berechnet auf Beschickung excl. Bleischlacke und Ofenbruch); Werkblei zum mechanischen Pattinsoniren, Bleistein in kleinen Portionen zum Erzschmelzen, bis er zu kupferreich geworden.

Münsterbusch. Münsterbusch bei Stolberg.[2]) Verschmolz früher[3]) Erze von Commern und aus der Stolberger Gegend, verarbeitet zur Zeit neben Erzen aus Ramsbeck solche aus den verschiedensten Gegenden (Sardinien, Spanien u. s. w.), meist weniger rein als die früheren von Commern. Schmelzen der gerösteten Erze (S. 84) früher theils im Stolberger Tiegelofen mit 4 Formen in der Hinterwand mit 40—50 Proc. Eisenfrischschlacken, 8 Proc. Kalkstein und bis 20 Proc. Bleischlacke bei 22 Proc. Cokes, theils in einem 4 förmigen Raschetteofen von 1.26 m Weite und 1.57 m Tiefe unten bei einem Durchsetzquantum von 25 000 kg geröstetem Erze in 24 St. mit 22 Proc. Cokes, neuerdings in oblongen Oefen mit 8 Formen in der Hinterwand (S. 40). Reine und unreine Erze werden getrennt verschmolzen; das reine Werkblei von ersteren kommt zum mechanischen Pattinsoniren, das unreine nach vorheriger Raffination mit Wasserdampf zur Entsilberung durch Zink. Den Nickel und Wismuth enthaltenden Bleistein verschmilzt man nach vorheriger Röstung in Stadeln mit gesaigerten Schlickern vom Einschmelzen des Werkbleies behufs des Pattinsonirens und der Zinkentsilberung; das erfolgende harte Blei geht, mit Dampf raffinirt, zur Zinkentsilberung und der Krätz vom Dampfen zur Hartbleientsilberung; der Kupferstein wird vorläufig angesammelt.

Schemnitz. Schemnitz.[4]) Schwierige Herstellung der Beschickung aus den mit goldhaltigen Silbererzen und Kiesen vorkommenden Bleierzen (S. 95) wegen grosser Mannigfaltigkeit, sehr variirender Zusammensetzung und stark vorwaltenden Quarzgehaltes. Königliche Centralhütte: Rösten der Erze bis zum schlackigen Fluss unter Zuschlag von Eisenfrischschlacken in einem Fortschaufelungsofen, unter dessen Herd die Flamme nach Verlassen des letzteren hinzieht, Schmelzen in einem 8 förmigen Rundofen; Erfolg von Werkblei, Stein und Schlacke. Saigern und Polen des Werkbleies, Abtreiben bis zum Schwarzblicke, dann Feintreiben und Ableiten der Glätte in einen sibirischen Herd. Rösten des Steines im Freien, nochmaliges Entsilbern mit bleiischen Zuschlägen, dann Abgabe an die Hütte von Tajowa zur Abscheidung des Kupfers und der edlen Metalle. Abfluss der Schlacke in eiserne Töpfe, Abstechen daraus in mittlerer Höhe in Sandformen, wobei darin vorhandener Stein in den Töpfen bleibt und von der Spitze der ausgestürzten Schlackenkegel abgeschlagen wird.

Arbeitsverfahren. **26. Beispiele für kupferfreie oder sehr kupferarme Erze.** Man sucht durch eine möglichst sorgfältige Röstung, meist Sinter- oder Schlackenröstung (S. 82, 86), einen Steinfall zu vermeiden und führt beim Schmelzen sich bildende geringe Mengen von Schwefelmetallen in die Schlacke (S. 69, 89), welche dadurch allerdings metallreicher und specifisch schwerer werden kann. Bei unvollständigerer Röstung sich abscheidende geringe Steinmengen werden geröstet und beim Erzschmelzen zugeschlagen, bei grösserem Kupfergehalte aber auf Kupferstein weiter benutzt.

Beispiele. Přibram. Přibram. Aelteres Verfahren.[5]) Seit Ende 1871 ist statt der Niederschlagsarbeit[6]) die ordinäre Bleiarbeit eingeführt. Schwierigerer Process wegen grossen Zinkblendegehaltes des mit eigentlichen Silbererzen brechenden Bleiglanzes. Staubrösten des silberreichen, Quarz, Spatheisenstein und viel Zinkblende enthalten-

1) Kerl, Met. 2, 208, 330. B. u. h. Ztg. 1865, S. 176; 1866, S. 229. Chevallier c. l. 5, 616. 2) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1875, Bd. 19, S. 854. 3) Kerl, Met. 2, 228. B. u. h. Ztg. 1868, S. 172; 1870, S. 379. Chevallier c. l. 5, 616. 4) B. u. h. Ztg. 1873, S. 412. 5) Kerl, Met. 2, 185. Percy, Lead p. 399. B. u. h. Ztg. 1867, S. 379; 1869, S. 345. 6) Kerl, Met. 2, 153. Leoben. Jahrb. 1864, Bd. 13, S. 25. Rittinger's Erfahr. 1863, S. 37. B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1870, S. 414; 1873, S. 409. Oest. Ztschr. 1867, Nr. 81.

den Bleiglanzes mit 35—40 Pb und 0.280 Proc. Ag im englischen (S. 80) und combinirten Muffel- und Flammofen (S. 81), Schmelzen in 1- und 2förmigen Voglschen Oefen[1]), als Tiegelöfen (S. 34, 44) zugemacht, von 3.3 m Höhe über der Form, 0.94 m tief, an der Formwand 0.68, an der Brustwand 0.63 m breit, und zwar 100 Erz mit 8 Krätz, 2 reicher Glätte, 2 Abstrich, 8 Herd, 6—8 Roheisen und 36—48 Eisenfrischschlacken auf Werkblei und Schlacke[2]) mit 85 Proc. Singulosilicat, 3.6 Proc. neutralem Phosphat, 0.7 Proc. Eisenoxyduloxyd, 9.6 Proc. Schwefelmetallen und 0.3 Speisesubstanz (S. 69); Campagnendauer 18—24 Tage. Der hohe Eisenverbrauch erklärt sich aus dem bedeutenden Zinkgehalte (10 Proc. Schwefelzink und mehr) des Erzes (S. 58), indem derselbe zur Zerlegung der geringen Menge unzersetzt bleibenden Schwefelbleies (4—5 Proc.) nicht erforderlich, desgleichen der Silbergehalt von 0.008—0.01 Proc. aus dem hohen Schwefelgehalte (bis 3—4 Proc. und mehr) der Schlacke (S. 68). Ein Auslaugen von Zinksulfat aus dem gerösteten Erze ging zu langsam von Statten.[3]) Ein Nickel- und Kobaltgehalt der Erze (S. 55) geht in fast sämmtliche Schmelzproducte über, namentlich in Speise.[4]) Durch theilweise Ersetzung der Eisenfrischschlacken durch gerösteten Bleistein von der Niederschlagsarbeit (S. 67) sind wesentliche Vortheile erzielt.[5]) Zur Verbesserung des Processes empfiehlt Gruner[6]) vollständigere Röstung, Zuschlag von eisenoxydhaltigen Stoffen und Kalk bei zusammengezogenem Schmelzraume des Ofens, wo dann auch der Eisenzuschlag entbehrlich und durch schnelleres Schmelzen das Zinkoxyd in die Schlacke geführt wird, sowie Anbringung eines Gasfanges. —

Neueres Verfahren.[7]) Sinterrösten der 50 Proc. Blei und darüber enthaltenden Erze[8]) in Fortschaufelungsöfen. Schmelzen im 7- und 5förmigen Rundofen mit Gestellkühlung (S. 39) und automatischem Stiche (S. 47), letztere vom Sohlsteine 9.2 m hoch, im Formniveau 1.4 m, an der Rast 1.7 m, über den Formen 2.2 m und an der Gicht 2.35 m weit, Höhe der Form über dem Sohlsteine 1.5 m. Gicht mit Parrytrichter, seitliche Ableitung der Gase in Flugstaubkammern, dann Benutzung zur Winderhitzung und zur Dampfkesselfeuerung; Gichtwagen mit kegelförmigem Boden, die Beschickung in den ringförmigen Raum des Trichters entlassend. Verbrauch auf 100 Erz: 4.14 Eisenfrischschlacken, 7.98 Kalkstein und Kalkspath, 8.62 Kiesabbrände, 3.32 Spatheisenstein, 3.80 Roheisen; Holzkohlenverbrauch auf 100 metr. Ctr. Erz und Gesammtbeschickung resp. 131.51 und 38.92 hl, Cokesverbrauch auf 100 metr. Ctr. Erz und Gesammtbeschickung resp. 26.13 und 7.73 metr. Ctr.; Verschmelzen in 24 St. etwa 50 000 kg Beschickung, Windpressung 2.5 cm; Stein auf 100 Werkblei 0.69 Proc., Werkblei mit 0.6—0.7 Proc. Ag, Schlacke mit 0.0018—0.002 Proc. Ag und 1—2 Proc. Pb, fliesst abwechselnd aus zwei Oeffnungen durch Rinnen in Schlackentöpfe. Reiches Werkblei zum Abtreiben, solches mit 0.04—0.05 Proc. Ag zum Pattinsoniren mit Wasserdampf. Summarischer Metallabgang: 0.914 Proc. Ag und 10.82 Proc. Pb. Wenn das tägliche Durchsetzquantum nicht dasjenige der Freiberger Oefen erreicht, so hat dieses seinen Grund in der viel unhaltige Zuschläge erfordernden Erzbeschaffenheit und Mitanwendung von Holzkohlen wegen hoher Cokespreise.

Mechernich[9]) bei Commern in der Eifel. Verschmelzen der in Sandstein vorkommenden, von 2 Proc. auf 58—60 Proc. Bleigehalt und 180 g Silber pro Tonne angereicherten und gerösteten reinen Knottenerze (S. 86) mit gerösteten Erzen von Zeche Perm bei 60—65 Proc. Durchschnittsgehalt der Erzgattirung; Beschickung 3500 kg Röstgut, 600 kg Ofenbrüche, 800 kg Krätzen (Abfälle von der Zinkentsilberung), 1000 kg alte Letten (Schlamm) mit 18—23 Proc. Blei, 2400 kg Eisenfrischschlacken und 2300 kg Kalkstein, auch wohl 4—8 Proc. Roheisen bei viel unzersetztem Bleiglanz; Weissbleierz mit 50—52 Proc. Blei kommt uneingebunden zum Schmelzen; Schmelzen in 4förmigen Tiegelöfen von 1.569 m Weite, 1.255 m Tiefe und 5.02 m Höhe, in den Seitenwänden je eine 0.941 m lange Wasserform (S. 42), die beiden anderen in den hinteren Ecken, sämmtlich auf den Schlackenstich zublasend; Werkblei mit 0.02 Proc. Silber zur Zinkentsilberung, das zinkhaltige Arm- Mechernich.

1) Rittinger's Erfahr. 1863, S. 87. 2) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1869, S. 426. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1868, S. 123; 1869, S. 426. 5) Oest. Ztschr. 1867, Nr. 30. B. u. h. Ztg. 1868, S. 399. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 346. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 414; 1871, S. 71; 1873, S. 409; 1874, S. 349 (Pilz), 413; 1876, S. 373; 1877, S. 81; 1878, S. 226, 241; 1879, S. 388. Leoben. Jahrb. 1874, Bd. 22, S. 390; 1875, Bd. 23, S. 356. 8) B. u. h. Ztg. 1873, S. 409; 1878, S. 209 (Lattes); 1879, S. 389 (Analysen). Dingl. 224, 600 (Aufbereitung). 9) Kerl, Met. 2, 224. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 240. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379; 1875, S. 129; 1876, S. 43. Oest. Ztschr. 1871, S. 411. Preuss. Ztschr. 10, 257. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1875, S. 864 (Geschichtliches); 1876, S. 308. Engin. and Min. Journ., New York 1877, Vol. 23, No. 8, 9, 11.

blei zur Raffination durch Wasserdampf; wiederholtes Rösten des Bleisteines in Stadeln und Verschmelzen von 9000 kg mit 1600 kg Eisenfrischschlacken und 1600 kg Kalkstein bei 1000 kg Cokes auf Kupferstein mit etwa 1 Proc. Kupfer und 2 Proc. Blei, welcher aufbewahrt wird, während man das dabei gewonnene Blei zur Schrotfabrikation benutzt; Blei für Bleiweissfabrikanten darf nicht über 0.02 Proc. Unreinigkeiten enthalten (z. B. nicht über 0.0007 Proc. Silber, 0.005 Proc. Antimon u. s. w.). Eine Beschickung von 100 Röstgut, 50 Puddelschlacke, 48 Kalk, $4^1/_2$—5 Proc. Eisen gab Schlacke mit 38.20 Kieselsäure, 1.50 Kupfer und Blei, 28.71 Eisenoxydul, 19.36 Kalkerde, 0.79 Magnesia, 11.44 Thonerde. Schlacke oft nach der Form des Augites krystallisirt, in dem die Kalkerde durch Zinkoxyd vertreten ist. Rauch vom Rösten enthält 48 Proc. Blei und 182 g Silber per 1000 kg, vom Hohofen resp. 61 und 32, von der Armbleientzinkung resp. 17 und Spr., von der Reichbleientzinkung resp. 23 und 1000, vom Treibofen resp. 37 und 1615. — Neuerdings sind zu den 6 4förmigen Oefen noch hinzugekommen: ein 5 m hoher Pilzofen und ein 8förmiger Ofen (S. 40). Die Schlacke mit $^1/_2$ Proc. Blei läuft entweder ab und Werkblei und Stein werden zusammen abgestochen, oder man sticht auch wohl alles in Tiegel ab, aus denen die Schlacke in einen grossen Sumpf überläuft, aus dem sie nach dem Erstarren an einem vorher eingesteckten Haken mittelst Krahnes auf einen Transportwagen mit geneigter Sohlplatte geschafft wird. Der Stein mit etwa 8 Proc. Pb, etwa $1^1/_2$—2 Proc. vom Werkblei, wird gemahlen und mit Erz zusammen geröstet. Beschickung: 90 kg Erz, 55 kg Puddelschlacke, 40 kg Kalkstein, 500 kg Rotheisenstein, 25 eigene Schlacken und 22 Cokes mit eingemöllert, 4 Sätze in 24 St. mit 1100 kg Cokes. 3 Schiele'sche Ventilatoren. Werkblei durch Zink entsilbert, Abdestilliren des Zinkes im amerikanischen Kippofen (Fig. 162). Erzschlacke nahe Singulosilicat mit 0.3—0.5 Proc. Pb; bei über 0.7 Proc. Pb geht sie ins Schmelzen zurück.

Commern. In der Mühlengasse[1]) bei Commern (Concession Peterhaide, Griesberg, Pirath und Jung) wird ein ähnlicher Process ausgeführt, nur ist das Rösten wegen Vorhandenseins von Weissbleierz kürzer und der Röstofen ist weniger lang. Man verarbeitet neben sandigem Bleiglanze bleihaltigen Kalkstein. Das antimonarme Werkblei wird durch Zink entsilbert und das Armblei im Flammofen raffinirt.

Ramsbeck. Ramsbeck in Westphalen. Verschmelzen der in langen Fortschaufelungsöfen gerösteten Erze in runden 4förmigen Tiegelöfen von 6.276 m Höhe, 1.883 m Durchmesser an der Gicht und 0.941 und 1.569 m Weite im elliptischen Herdtiegel; Beschickung: 100 geröstetes Erz, 48 Kalk (bei blendehaltigen Erzen weniger), 50 Puddelschlacken, 2 Eisen; Durchsetzquantum in 24 St. 17 500 kg ohne Zuschläge, Chargiren mit Cokes in horizontalen Lagen, Steinfall 2 Proc.

Tarnowitz. Tarnowitz[2]) Sintern armer eisen- und zinkhaltiger Schliege mit nicht über 40 Proc. Blei im Fortschaufelungsofen (S. 84) und Verschmelzen derselben in einem 5förmigen und fünf 3förmigen Tiegelrundöfen, letztere 5.49 m hoch, im Formniveau etwas über 1 m weit, Tiefe des Tiegels unter den Formen 0.5 m; von der Spur steigt der automatische Stich 0.24 m an; Beschickung: 25 Flammofenrückstände, 25 gerösteter Schlieg, 24 Eisenfrischschlacken, 20 alte saure Schlacken mit 6.5 Proc. Pb, 16 Kalkstein, durchschnittlich mit 40 Proc. Pb und 0.09—0.1 Proc. Ag. Verbrauch von 200 kg Ostrauer Cokes auf 1100 kg Beschickung. Werkblei zur Entsilberung durch Zink, Ofenbruch und Flugstaub (täglich etwa 150 kg) an die Zinkhütte, Schlacke mit geringer Lechmenge läuft in mit einer Gabel zu fassende Schlackentöpfe.

Pise. Pise.[3]) Sinterrösten von quarzigem und kiesigem Bleiglanze mit 40 Proc. Pb (S. 84), Schmelzen in einem 2förmigen Tiegelofen (S. 44) mit theilweise eisernen, durch Wasser gekühlten Wänden von 3.25 m Höhe, mit Chargirtrichter (Fig. 36, 37); Chargiren der Beschickung (20—25 Proc. Kalk, 3—4 Proc. reicher Eisenstein, 2—3 Proc. Roheisen) halbmondförmig an die Wände über der Form, während das Brennmaterial in die Mitte und an die Brustseite kommt; Durchsetzquantum bei 30—40 mm Pressung in 24 St. 8000—10 000 kg geröstetes Erz mit 25 Proc. Cokes, dagegen nur 22 Proc. bei Steigerung der Roheisenmenge von 3 auf 7 Proc.; Schlacke: 30 SiO_2, 40 FeO, 20 CaO, Al_2O_3 und MgO 5—6, PbO 2—3; Schwefelgehalt darf nur bis 1 Proc., Silbergehalt bis 1 g in 100 kg steigen.

Pontgibaud u. s. w. Hierher gehören unter anderen noch die Processe von Pontgibaud[4]), Vialas[5]) und Biache St. Waast.[6])

---

1) Kerl, Met. 2, 225. 2) Preuss. Ztschr. 19, 158; 22, Taf. 8 (5förm. Rundofen). Oest. Ztschr. 1877, S. 105. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 284. Oest. Ztschr. 1875, S. 262. 4) Kerl, Met. 2, 216. B. u. h. Ztg. 1865, S. 296. Chevallier c. l. 5, 606. 5) Kerl, Met. 2, 219. B. u. h. Ztg. 1864, S. 357. Chevallier c. l. 5, 609. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 345. Chevallier c. l. 5, 605.

II. Abtheilung.

Oxydirte Erze und Producte.

27. Allgemeines. Es gehören hierher:

1) Bleierze, als: Weissbleierz (Bleierde), Bleivitriol (auch künstliches Sulfat) und Bleiphosphat (Grün- und Braunbleierz), welche, namentlich letztere, seltener für sich, als gemeinschaftlich mit Bleiglanz verhüttet werden. Bleierze.

2) Producte vom Abtreiben (§. 96), als: Glätte, Abstrich, bleiischer Herd, letzterer seltener für sich verarbeitet, als bei Bleiarbeiten als Zuschlag gegeben, während erstere häufig in denselben Apparaten zur Zugutemachung kommen, welche für die Erze dienen. Hüttenproducte.

3) Bleirauch, Oxyde, Carbonate und Sulfate, wird meist beim Erzschmelzen zugeschlagen; Rückstände aus Bleiflammöfen zum Schmelzen mit geeigneten Zuschlägen in Flamm-, Schacht- und Herdöfen.

4) Schlacken, seltener für sich verschmolzen, als bei anderen Processen zugeschlagen.

---

1. Abschnitt.

Oxydirte Bleierze.

28. Weissbleierz. Dasselbe wird nur auf trockenem Wege zugutegemacht, da der empfohlene nasse Weg[1]) (Behandlung mit Salzsäure, Auslaugen des gebildeten Chlorbleies, Zersetzung desselben mit Zink oder Kalk, Schmelzen des Präcipitates u. s. w.) sich nicht bewährt zu haben scheint; desgleichen nicht die Chlorirung durch Salzsäure oder Chloride und Versetzung mit Kalk oder Schwefelung des Bleicarbonates durch Schwefelalkali und die Abscheidung resp. des Bleioxydhydrates und Schwefelbleies durch Aufbereitung von den Erden. Auch für zinkblendehaltigen Bleiglanz ist eine Behandlung mit Salzsäure von Spence[2]) vorgeschlagen. Zugutemachungsmethoden.

Die Zugutemachung des Weissbleierzes kann geschehen:

1) durch gemeinschaftliche Verarbeitung mit Bleiglanz. Man nimmt entweder auf das Weissbleierz keine besondere Rücksicht (Holzappel, Russberg) oder fügt dasselbe bei einem Processe hinzu, um eine bestimmte, meist günstige Wirkung durch dasselbe zu erzielen.

In Stolberg und Commern beim Schlackenrösten des Bleiglanzes hinzugefügt, beschleunigt dasselbe unter Ersparung von Brennmaterial und Arbeitslöhnen die Operation und kürzt in Tarnowitz (S. 20) die Röstperiode beim Flammofenprocess wesentlich ab.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 380. Gen. industr. 1860, Mai, p. 271. 2) B. u. h. Ztg 1871, S. 248.

Separates Schmelzen.

2) Durch Verarbeitung für sich. Diese kann geschehen:

a) in Flammöfen mit geneigtem Herde (S. 11) oder Sumpf (S. 11) bei reicheren Erzen, indem man dieselben mit 7—8 Proc. Holzkohlen- oder Cokesklein oder behufs rascher Reduction mit 12—14 Proc. magerer Steinkohle oder Braunkohle gemengt auf dem Herde ausbreitet, bei reducirender, rauchender Flamme unter öfterem Wenden erhitzt, zuletzt die Masse vor der Feuerbrücke zum Fritten bringt und die ausgezogenen Rückstände mit eisenhaltigen Zuschlägen und anderen bleiischen Producten im Schachtofen durchsetzt. Fremde Beimengungen können auf die Reduction und Frittung förderlich oder störend einwirken.

b) Im Schachtofen. Aermere Erze in Stückform und Schliege nach vorherigem Einbinden werden unter Zuschlag eisenhaltiger Substanzen (bei viel Quarz auch von Schwerspath und Seesalz in Spanien) zur Bildung einer leichtflüssigen Schlacke in niedrigen mehrförmigen Sumpf- oder Tiegelöfen in hoher, durch entsprechende Windpressung hervorzubringender Temperatur vor der Form niedergeschmolzen, damit dieselben nicht zu lange dem reducirenden, Bleiverflüchtigung begünstigenden Einflusse heisser reducirender Gase ausgesetzt sind und dann rasch schmelzen (Spanien). Die trotzdem eintretende bedeutende Metallverflüchtigung macht geräumige Condensationsvorrichtungen erforderlich. Bei Anwesenheit strengflüssiger Erden (Quarz, Kalk) bedarf es höherer Schmelztemperaturen und das Metallausbringen vermindert sich (Altai). Bei einem minderen Grade der Strengflüssigkeit lassen sich die Erze im Zugschachtofen (Spanien) verschmelzen.

Beispiele. Spanien.

Carthagena in Spanien.[1]) Verschmelzen eines Gemenges von Bleicarbonat, Sulfat und Bleiglanz in 1—3 förmigen 0.85—1.3 m hohen castillianischen Oefen oder Pavas (Fig. 34, S. 43), in runden 2 förmigen Tiegelöfen (von Escombreras) von 1.68 m Höhe, runden 3 förmigen Tiegelöfen (von Roma) von 1.65—1.70 m Höhe und in Zugschachtöfen[2]) oder Pavos (Fig. 38, S. 45) von 1.7 m Höhe je nach der Reichhaltigkeit (9—40 Proc. Blei) und Strengflüssigkeit der Erze mit Zuschlägen von Eisenerz, falls nicht genug Spatheisenstein darin vorhanden. Pavosschmelzen: in 24 St. 8200 kg Erz mit $14^1/_2$ Proc. Pb und 3.60 Unz. Ag im Ctr. des letzteren, 2300 kg Zuschläge, theils Schlacken mit 2 Proc. Pb, Cokesverbrauch 1840 kg, Bleiproduction 1196 kg. Pavasschmelzen: in 24 St. 11 500 kg Erze mit durchschnittlich 9 Proc. Pb, Cokesverbrauch 2116 kg, Bleiproduction 1012 kg mit 2.5 Unz. Ag im Ctr. à 46 kg.

Altai.

Altai.[3]) Verschmelzen kieseliger und schwerspathreicher Erze mit 8—20 Proc. Blei mit Kalkstein, Seesalz und Roharbeitsschlacken in 3.77 m hohen Sumpföfen unter grossen Metallverlusten.

Nevada.

Montezumawerk in Westnevada.[4]) Ein aus 51.94 Antimonoxyd, 40.89 Bleioxyd, 0.33 Silber, 0.60 Eisenoxyd, 1.66 Unlösl. und 4.58 Wasser bestehendes Erz wird in einem hohen 3 förmigen Sumpfofen (Montezumaofen) mit Schlacken, seltener Kalk, und Glätte auf antimonreiches Werkblei verschmolzen, dieses im Flammofen mit Eisenpfanne durch Oxydation von Antimon befreit und auf dem englischen Treibofen abgetrieben. — Im Railroaddistrict[5]) Verschmelzen von silberhaltigem Carbonat und wenig Bleiglanz, sowie von kohlensaurem, kieselsaurem und oxydirtem Kupfer mit schwefelhaltigen Zuschlägen (Schwefelkies) zur Trennung von Kupfer und Blei, ferner mit Kieselsäure und eisenhaltigen Zuschlägen (Eisenerzen) in niedrigen Schachtöfen, wobei wegen Mangels an Kies eine rothe bleireiche Schlacke entsteht und sich auf dem Blei eine strengflüssige Legirung von Kupfer und Blei gemengt mit etwas Stein absetzt.

1) Kerl, Met. 2, 240. B. u. h. Ztg. 1862, S. 54; 1863, S. 89; 1875, S. 388; 1876, S. 67. Berggeist 1862, S. 414; 1863, S. 42. Preuss. Ztschr. 28, 130 (Linares). 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 63; 1863, S. 20; 1875, S. 389. 3) Kerl, Met. 2, 238. v. Cotta, der Altai 1871. 4) Hague u. King's Mining Industrie, Washington 1871, p. 301. 5) Rossiter Raymond, Statistics etc. pro 1875, 2. Thl., 13. Kap.

Leadville in Colorado.[1]) Schmelzen von Weissbleierz mit 20—60 Proc. Pb und 600—20000 g Ag in der Tonne (als Chlorsilber oder gediegen vorhanden) in Halbhohöfen von 2.60 m Höhe, rectangulärem Querschnitte von 0.80 × 1.20 m mit je 2 Formen an den langen Seiten und 1 an der Hinterseite, 0.50 m über der Ofensohle. Windpressung 3 cm Quecksilbersäule, Formweite 6 cm. Durchsetzen von etwa 3 t Erz mit durchschnittlich 30 Proc. Pb und 3000 g Ag in 1 t, um 1 t Werkblei mit 9000 g Ag zu erhalten. Verbrauch von 50 Proc. Cokes und 50 Proc. Holzkohle, etwa 15 Proc. der ganzen Charge, bestehend aus 112.50 kg Erz, 21.0 kg Schlacke, 12.0 kg Flussmittel (eisenhaltiges Erz), 12.50 kg Cokes und 12.50 kg Holzkohle, zusammen 170.50 kg. Schlacke hält 30—60 g Ag in 1000 kg. Bildung von etwas Speise mit 1 Proc. As und Sb. **Leadville.**

Münsterbusch bei Stolberg.[2]) Einbinden von Erz mit gepochten Eisenfrischschlacken und gebranntem Kalke und Verschmelzen der getrockneten Batzen wie Bleiglanz (S. 100). **Münsterbusch.**

29. Bleisulfat. Je nach lokalen Verhältnissen hat man verschiedene Methoden der Zugutemachung in Flamm- und Schachtöfen sowohl für das natürliche (Bleivitriol), als das aus Kattunfabriken stammende künstliche Sulfat, welche theilweise auf nachstehendem Verhalten desselben beruhen. **Zugutemachungsmethoden.**

Das Bleisulfat erweicht erst in starker Glühhitze, schmilzt dann und verraucht bei Weissglühhitze unter Entlassung von schwefliger Säure und Entstehung eines basischen Salzes. — Beim langsamen Erhitzen mit überschüssiger Kohle[3]) (a), bei Mangel an Kohle (b) und bei stärkerer Hitze, Kirschrothglühhitze, finden je nach der Menge der Kohle (c und d) nachstehende Reactionen statt: **Reactionen.**

a) $PbO, SO_3 + 2C = PbS + 2CO_2$ oder $PbSO_4 + 2C = PbS + 2CO_2$.
b) $2(PbO,SO_3) + 2C = PbO,SO_3 + PbS + 2CO_2$ od. $2PbSO_4 + 2C = PbSO_4 + PbS + 2CO_2$.
c) $PbO, SO_3 + PbS = 2PbO + 2SO_2$ oder $PbSO_4 + PbS = 2Pb + 2SO_2$.
d) $3(PbO, SO_3) + PbS = 4PbO + 4SO_2$ oder $3PbSO_4 + PbS = 4PbO + 4SO_2$.

Wasserstoffgas giebt noch vor dem Glühen mit dem Salze Wasser und schweflige Säure und das zurückbleibende Gemenge von Blei und Schwefelblei bei steigender Temperatur unter Schwefelwasserstoffentwickelung metallisches Blei. Kohlenoxydgas giebt in stärkerer Hitze Blei, Schwefelblei und Bleioxyd in wechselnden Mengen je nach Temperatur und Masse. — Eisen zerlegt das Salz unter Bildung einer schlackigen dunkeln Masse, welche eine Ansammlung des Bleies nicht zulässt. — Cyankalium reducirt daraus leicht alles Blei. — Kohlensaurer Kalk und kohlensaure Alkalien setzen sich damit in der Glühhitze zu Bleioxyd und Kalksulfat u. s. w. um. Kieselsäure und Thonerdesilicate erzeugen unter Entweichen von schwefliger Säure Bleisilicat. Mit Bleioxyd, Chlorblei oder Fluorcalcium kommt das Sulfat bald in dünnen Fluss; mit Chloralkalien entsteht Alkalisulfat unter Verflüchtigung von Chlorblei. Mit einer Lösung von Chlor-, Brom- und Jodalkalien oder salpetersauren Alkalien angefeuchtet und Zink oder Eisen damit in Berührung gebracht, z. B. auf eine Platte davon aufgestrichen, giebt es metallisches Blei. Wasser statt jener Salze angewandt, lässt diese Reaction nicht zu.

Folgende Darstellungsmethoden sind in Anwendung:

1) In Flammöfen für reichere Substanzen und zwar **Flammofenbetrieb.**

a) durch Zusatz zum Bleiglanz beim Flammofenprocess, wo dann die Röstperiode (S. 6) abgekürzt wird oder ganz wegfällt (Poullaouen).[4])

b) Durch Erhitzen mit Kohle im Kärnthner Flammofen[5]), um einen Theil Sulfat in Schwefelmetall zu verwandeln, welches bei gesteigerter Temperatur sich mit dem rückständigen Sulfate in Blei und schweflige Säure umsetzt (Kärnthner Process S. 12).

---

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 447. 2) Kerl, Met. 2, 240. 3) Erdm. J. f. pr. Ch. 11, 65.
4) B. u. h. Ztg. 1854, S. 229. 5) Bgwfrd. 15, 649.

c) Durch Verschmelzen mit eisenhaltigen Zuschlägen und Kohle (Bagilt) oder nach Schnedermann[1]) mit 67 Proc. kohlensaurem Kalke, 37 Proc. Flussspath und 12—16 Proc. Kohle, wobei unter Bildung von Kalksulfat und Fluorcalcium enthaltender Schlacke fast alles Blei abgegeben wird.

Beispiele. Bagilt. Bagilt in Flintshire.[2]) Schmelzen von australischen Bleierzen mit 57.5 Proc. Bleisulfat, Eisensulfat, Kieselsäure u. s. w. bei 38 Proc. Gehalt an Blei und 0.96 Proc. Silber und etwas Gold in Posten von 1275 kg Erz, 76.5 kg Kohlenklein, 38 kg Roheisen, letzteres vor die Stichöffnung gelegt, und 51 kg Schwefelkiesabbränden im Flammofen (Flowing furnace, S. 25) in 8 Stunden auf treibwürdiges Werkblei mit 0.398 Proc. Silber, 38 kg Stein mit 13.5 Blei und 5 Kupfer, sowie Schlacke mit 2 Proc. Blei; Rösten des behufs Vermeidung des Sinterns mit Kalk gemengten Steines, Verschmelzen desselben mit Kohlenklein auf Werkblei, Schlacke und Stein, welch letzterer nach abermaliger Wiederholung der Operation als Kupferstein verkauft wird.

Französ. Verfahren. Rivot und Phillip's Verfahren.[3]) Verwandlung des Sulfates im Röstofen unter Zuschlag von 20 Proc. Quarzsand und $1^1/_2$ Proc. Kohlenstaub in Bleisilicat und etwas Blei, Zusatz von 15 Proc. Eisen zur Abscheidung von Blei und eisensilicathaltigen Schlacken, Verschmelzung der letzteren im Schachtofen; Kohle und Kalk statt Eisens geben reineres Blei im Flammofen bei stärkerer Bleiverflüchtigung, auch kann das Bleisilicat durch Schwefelkies zersetzt werden unter Bildung von Blei, kieselsaurem Eisenoxydul und schwefliger Säure.

Schachtofenschmelzen. 2) In Schachtöfen. Fritten des Erzes unter Zuschlag von Quarz im Flammofen und Schmelzen mit eisenhaltigen Substanzen (Eisenfrischschlacken, gerösteten Eisenerzen) und Bleischlacken in Schachtöfen, deren Höhe sich hauptsächlich nach dem Grade der Verschlackung richtet (mittägiges Frankreich).[4])

Verarbeitung von Gold- und Silberkrätzen. Man bindet wohl Gold- und Silberkrätzen mit schwefelsaurem Bleioxyde und Eisenbohrspänen ein und verschmilzt die Masse in Schachtöfen, desgleichen im Flammofen mit zum Sintern gebrachtem oder mit Kalk eingebundenem Bleirauche (S. 10).

Zugutemachungsmethode. **30. Bleiphosphat** (Grün- und Braunbleierz). Dasselbe ist nur selten Gegenstand der metallurgischen Behandlung, welcher hauptsächlich das Verhalten zum Grunde liegt, dass sich das Phosphat in der Glühhitze durch Kohle vollständig zu Blei reducirt, desgleichen leicht durch Eisen oder ein Gemenge von Eisenoxyd und Kohle, sowie im Kleinen durch schwarzen Fluss.

Beispiel. Alport. Alport[5]) in Derbyshire. Verschmelzen eines Gemenges von 17 Proc. Bleiphosphat und 29 Proc. Bleicarbonat mit alten Bleischlacken und Schlacken aus dem Schlackenherde, wobei das Phosphat neben Carbonat durch Kohle bei hinreichender Temperatur reducirt wird. Chlorblei wird durch Eisen und Kalk wegen seiner Flüchtigkeit nur unvollständig zerlegt.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Hüttenproducte.

Glättesorten. **31. Bleiglätte.** Bleioxyd, zuweilen mit geringen Mengen Kupfer-, Silber- und Eisenoxyd, Schwefelsäure, arsen- und antimonsaurem Bleioxyde und eingemengtem metallischen Blei.[6]) Die erste und letzte

1) Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 298. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 135. 2) Liebig's Jahresber. 1860, S. 693. 3) Kerl, Met. 2, 246. 4) Ebend. 2, 248. 5) Percy, Lead, p. 433. Rev. univers. 1871, Bd. 29, p. 138. 6) Dingl. 194, 84. Aussieben der Bleikörner in B. u. h. Ztg. 1874, S. 413.

Glätte vom Abtreiben geht resp. wegen Unreinheit und grösseren Silbergehaltes unter dem Namen Vorschläge in die Schmelzarbeiten zurück. Die letzten silberreichen Glätten sind zuweilen wismuthreich. Die rothe oder Goldglätte[1]) ist verkäuflich und wegen pulverförmigen Zustandes weniger zur Reduction durch Kohle (Glättefrischen) geeignet, zu welcher meist nur die in Stücken vorhandene Frisch- oder Silberglätte[2]) benutzt wird.

In China[3]) hat man als Reductionsmittel für Glätte Schwefel angewandt.

Diejenigen Hütten, welche beim Abtreiben des Werkbleies reine Glätte erhalten und für dieselben einen Absatz haben (Tarnowitz, Ems), sind gegen solche, welche unreinere Glätte verfrischen müssen (Freiberg, Unterharz), im Vortheil, weil bei höherem Silberausbringen die Glätte gewöhnlich einen höheren Handelswerth hat, als Blei. **Beschränkung des Glättefrischens.**

Seit Einführung des Pattinson'schen (§. 100) und Zinkprocesses (§. 105) zur Anreicherung des Silbers im Werkblei und Zink hat die Darstellung von Frischblei sehr abgenommen, welches unter sonst gleichen Umständen unreiner, namentlich antimon- und kupferhaltiger als das aus jenen Processen hervorgegangene Blei ist. So enthält z. B. das Oberharzer mit Wasserdampf raffinirte Blei[4]) vom Zinkprocesse etwa nur noch $1/_{41}$ von dem Kupfergehalte des Frischbleies und $1/_{10}$ von demjenigen des Pattinsonbleies, sowie resp. $1/_{24}$ und $1/_{3}$ vom Antimongehalte desselben. Je höher die Temperatur beim Frischen, um so mehr reduciren sich auch die fremden Bestandtheile. Das erfolgende Blei ist entweder gleich Handelswaare oder wird zuvor noch raffinirt durch Saigern und Polen, oxydirendes Schmelzen u. s. w. Die Glätte vom Vertreiben der bei jenen Processen erhaltenen Reichwerke geht wegen ihres Silbergehaltes meist ins Erzschmelzen zurück (Oberharz).

Zum Glättefrischen dienen: **Frischmethoden.**

1) Flammöfen. Während dieselben früher nur auf Werken in Anwendung kamen, welche Flammofenarbeit für Bleiglanz hatten, so sind sie jetzt auch anderwärts üblich, weil sie im Vergleiche zu Schachtöfen die Herstellung eines reineren Bleies bei niedrigerer Temperatur und bequemerer Arbeit gestatten, weniger Brennmaterialaufwand und Arbeitslöhne erfordern und ein grösseres Ausbringen wegen minderer Bleiverflüchtigung und Verschlackung geben. Es gelangt nämlich im Schachtofen leicht Glätte mechanisch in die Schlacke, und letztere bedarf dann, um ihr ihren 50—60procentigen Bleigehalt zu entziehen, wiederholter Umschmelzungen. Billige rohe Brennmaterialien reden noch besonders für den Flammofenbetrieb; als solche dienen Steinkohlen, Braunkohlen und Holz. **Flammofenarbeit.**

Zur Reduction der Glätte dienen entweder Flammöfen mit geneigtem Herde (S. 11) und eiserner, in einen zu befeuernden Eisenkessel mündender Ausflussrinne an der kurzen (Holzappel) oder langen Seite (England), oder solche mit einem Sumpfe (S. 11) unter dem Fuchse, aus welchem das Blei abgestochen wird (Deebank). Im ersteren Falle ist wohl am Anfange der Rinne ein Gestübbedamm mit Stichöffnung eingesetzt, vor welchem sich die Schlacke ansammelt, während das Blei bei geöffnetem Stiche continuirlich abfliesst oder periodisch bei geschlossenem Stiche abgestochen wird (England). Auch wendet man zum Glättefrischen Treiböfen, jedoch ohne Zuführung von Gebläseluft, an (Přibram). Es empfiehlt sich weniger, die Glätte fein zertheilt **Flammöfen.**

---

1) Kerl, Met. 1, 730. 2) Analysen: Kerl, Met. 1, 774. B. u. h. Ztg. 1864, S. 316, 321; 1865, S. 436; 1867, S. 419; 1863, S. 284. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144.

mit dem Reductionsmittel innig zu mengen, als beide in Stücken und in abwechselnden Lagen in den Ofen zu bringen.

Arbeitsverfahren. Die Arbeit wird in folgender Weise ausgeführt: Ausbreiten einer etwa 50 mm hohen Lage von Kohlenklein oder magerer Steinkohle auf der Herdsohle, darüber eine 50—80 mm starke Glättelage (keine innige Mengung von Kohle und Glätte), dann wieder so lange Kohle und Glätte, bis der Herd hinreichend gefüllt ist; anfangs schwaches Feuern mit reducirender Flamme bis zur dunkeln Rothgluth, damit die Glätte allmählich ohne merkliche Bleiverdampfung schmilzt (bei raschem und starkem Feuer schmilzt sie zu Klumpen, die eines Aufrührens bedürfen), öfteres Aufrühren der Masse mit Holzstab oder eiserner Stange, bis kein Blei mehr erfolgt; Ausziehen der Rückstände und Verschmelzen derselben mit anderen bleiischen Producten oder für sich auf Hartblei im Herd-, Schacht- oder Flammofen mit Kohlen und Flussmittel. Die Abzüge von dem flüssigen Blei aus dem Sammelkessel oder aus den Formen (Bleidreck, Frischkrätze) werden zum Absaigern nochmals in den Flammofen zurückgegeben, desgleichen auch die beim Pattinsoniren des Bleies von dessen Oberfläche abgenommenen Krätzen oder Kesselabstriche (metallisches Blei mit Oxyden von Antimon, Zink, Kupfer, Eisen u. s. w.). Das Blei vom Durchmengen der Rückstände in der letzten Periode bei höherer Temperatur ist unreiner, als das früher erfolgte.

Beispiele. England.[1]) Geneigter Ofenherd von 3.5 m Länge und 2.3 m Breite; Charge von 3045 kg $4^1/_2$ St. erhitzt; in 24 St. 12180 kg mit 1421 kg Steinkohlen bei 89 bis 90 Proc. Ausbringen, 3 Proc. Schlacken mit 45—50 Proc. Pb.

Přibram.[2]) Treibofen, Einsatz 3920 kg, Zeitdauer 10 St., fast vollständiges Ausbringen.

Holzappel.[3]) Herd des Kärnthner Ofens (S. 13) von 4.08 m Länge und 2.51 m Breite, 5000—6000 kg Glätte zwischen 2 Lagen Steinkohlen reducirt, Rückstand (Frischkrätze) mit Eisenschlacken, Bleischlacken, quarzigen Bleierzen im Schachtofen auf Hartblei verschmolzen, dieses im Treibofen verblasen und Abstrich zu Hartblei benutzt. Bleiverlust beim Glättfrischen 2.26 Proc., beim Krätzfrischen 5.91 Proc.

Ems[4]), wie Holzappel.

Poullaouen.[5]) Durchsetzen von 5000 kg Glätte in 12 St. im französischen Flammofen (S. 23) bei 80 Proc. Bleiausbringen; Rückstände zu den Erz-Flammofenrückständen.

Bottino.[6]) 1500 kg Glätte mit 1000 kg Holzkohlenklein gemengt und während 8 St. mit Lignit erhitzt; Ausbringen 89 Proc. Blei von der Glätte. Zusatz von Aetzkalk beim Abstrichfrischen in höherer Temperatur.

Schachtofenbetrieb. 2) Schachtöfen. Diese können sich unterscheiden

Zumachen der Oefen. a) hinsichtlich des Zumachens. Zur möglichsten Verminderung des Bleiverlustes und behufs kräftigerer Reduction wurden früher meist Spuröfen mit verdecktem Auge (Fig. 42, S. 48) angewandt (Tarnowitz, Oberharz, Unterharz), doch ist man wegen schwierigerer Zustellung derselben meist zu Sumpföfen (Fig. 30, S. 39) übergegangen (Freiberg, Oberharz). Auch kommen Tiegelöfen (Fig. 29, S. 38) vor (Přibram).

Ofendimensionen. b) Hinsichtlich der Höhe. Poröse Stücke und pulverförmige Glätte geben in niedrigeren Oefen geringere Verluste durch Verflüchtigung, als in höheren, welche letzteren, für dichte Stückglätte anwendbarer,

1) Kerl, Met. 2, 251. Percy-Rammelsberg, Bleih. p. 301. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 40. 3) Kerl, Met. 2, 253, 835. 4) Kerl, Met. 2, 254, 836. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 351. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 206.

eine Brennmaterialersparung, rascheres Schmelzen und grösseres Bleiausbringen bei ärmeren Schlacken zulassen, aber wegen höherer Temperatur ein unreineres Blei geben und schwierigere Beseitigung von Abnormitäten bei Abänderung der Beschickung gestatten. Gegen Flammöfen haben die Schachtöfen die oben (S. 107) angegebenen Nachtheile, letztere fördern aber mehr[1]), namentlich die neuerdings angewandten Pilz'schen Oefen (S. 36) bei horizontalem Chargiren (Freiberg).

Arbeitsverfahren.

Das Schmelzen geschieht in den älteren Oefen beim Chargiren in vertikalen Säulen mit dunkler Gicht und kurzer Nase, indem man die zum Schutze des Bleies im Herde erforderlichen Schlacken an die Formwand, davor das Brennmaterial (besser Holzkohlen als Cokes und magere Steinkohlen) und auf dieselben, sowie an die Seitenwände die Glätte setzt. Bei gutem Gange ist die Schlacke zäh und stark glasglänzend; wird sie zu hitzig, so bricht man an Satz ab. Die Schlacken gehen gewöhnlich ins Erzschmelzen oder ins Glättfrischen zurück; hat die beim Glättfrischen wiederholt zugeschlagene Schlacke mit 10—20 Proc. Pb aus der Asche des Brennmateriales und den Ofenwänden viel Kieselsäure aufgenommen und ist in Folge dessen sehr zähflüssig geworden, so muss sie wohl beim Erzschmelzen durch basischere Schlacken ersetzt werden (Unterharz). Durch Vorrollen von Glätte wird sie leicht sehr bleihaltig und bedarf dann zur Entarmung durch wiederholtes Umschmelzen viel Zeit und Brennmaterial (S. 107). Durch einen Zusatz von wenig Bleiglanz oder Schwefelkies beim Frischen der Glätte und dem Verschmelzen der Schlacke davon (Freiberg) lässt sich ein Kupfergehalt im Bleidreck abscheiden.

Producte.

Als Producte erfolgen:

a) Frischblei, je nach seiner Reinheit entweder sofort oder nach vorheriger Saigerung oder Raffination Handelswaare, oder noch zur Entsilberung durch Pattinsoniren oder Zink geeignet.

Bleianalysen.[2])

	Pb	Cu	Sb	Fe	Zn	Ag	S
a.	98.9—99.71	0.02—0.13	Spr.—0.34	Spr.—0.04	Spr.—0.02	—	—
b.	97.7—99.5	0.06—3.62	0.02—1.34	Spr.—0.02	Spr.—0.02	—	—
c.	99.89	0.041	0.061	0.002	0.004	—	—
d.	97.10	0.64	0.30	0.70	—	—	—
e.	98.63	1.64	—	—	—	—	—
f.	99.903	0.083	Spr.	Spr.	—	0.014	Spr.
g.	Ni 0.0033	0.2414	Sb 0.0133 / As 0.0014	0.0027	0.0010	0.03325	—
h.	99.882	0.082	Spr.	—	—	0.036	Spr.
i.	99.658	0·055	0.285	—	—	0.002	—
k.	99.721	0.072	0.205	—	—	0.002	—
l.	99.901	0.075	0.017	—	—	0.007	Spr.

a. Oberharzer Schliegblei. b. Desgl. Steinblei. c. Von Pirath und Jung. d und e. Holzappel. f. Přibram, 11.357 sp. G., desgl. g. h. Nagybanya, 11.329 sp. G. i. Schemnitz, 11.343 sp. G. k. Kremnitz, 11.362 sp. G. l. Neusohl, 11.332 sp. G.

b) Frischschlacken[3]), durch Zusatzschlacken und Auflösung des Ofengemäuers von Bleioxyd und Brennmaterialasche entstanden (S. 109) mit bis 60 Proc. Pb, welcher Gehalt nur durch wiederholtes Umschmelzen oder Zuschlag beim Frischen oder Erzschmelzen selbst hin-

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 301. 2) Kerl, Met. 1, 697. B. u. h. Ztg. 1864, S. 321; 1868, S. 283; 1874, S. 413. 3) Analysen: Kerl, Met. 1, 850; 2, 259.

reichend erniedrigt werden kann.[1]) In höheren Oefen fallen ärmere Schlacken, als in niedrigeren.

c) Frischkrätz oder Bleidreck, Abzüge vom Blei im Stechherde und in den Formen; wird entweder im Flammofen reducirt oder im Schachtofen verfrischt und das erfolgende Blei durch Saigern von Kupfer möglichst befreit (Krätzblei) oder auch raffinirt.

Analysen von älterem Oberharzer Krätzblei:

Pb	Cu	Sb	Zn
98.30	0.16	1.20	—
97.78	0.17	1.00	0.23.

Beispiele. Oberharz. Oberharz.[2]) Schmelzen in 5 m hohen Sumpföfen bei 65 mm weiter Form mit 15—16 mm Quecksilberpressung; Durchsetzen in einem Frischen von 7 St. 9200—9350 kg Glätte; 100 kg Glätte mit 92 Proc. Pb liefern mit 11 Proc. Kohlen und 11.5 Proc. Glättefrischschlacken 88 Proc. Frischblei, 1.6 Proc. Frischschlacken mit 8—10 Proc. Pb, 11 Proc. reichere Frischschlacken (zur Arbeit zurück) und 2.4 Proc. Bleidreck. Ausbringen beim Glätte- und Bleidreckfrischen 90 Proc. Lautenthaler Kaufglätte enthält 0.340 Cu, 0.021 Sb und 0.003 Ag. Seit Einführung der Werkbleientsilberung durch Zink gehen die bleiischen Producte vom Vertreiben der Reichwerke wegen ihres Silbergehaltes ins Erzschmelzen zurück.

Unterharz. Unterharz.[3]) Schmelzen im 1.88 m hohen Spurofen mit verdecktem Auge mit $^1/_4$ Frischschlacken; Durchsetzen von 7000—7500 kg in 16—20stündigen Campagnen auf 4400—4500 kg Frischblei und 4—6 Proc. Schlacken. — Neuerdings Schmelzen der Glätte mit eigenen Schlacken bei dunkler Gicht, ansteigender Form und 20 mm Quecksilberpressung in 2förmigen, den Erzschmelzöfen (S. 92) ähnlichen Oefen. Zur möglichsten Verhütung der Corrosion der Ofenwände in der Formgegend Schmelzen mit Nase und derartiges Chargiren, dass die Zuschlagsschlacke mehr in die Formgegend, die Glätte an die Seitenwandungen und die Cokes an die Vorwand kommen. Durchsetzen von 10 000 kg Glätte in 24 St. mit 2000 kg Cokes; Umschmelzen des Frischbleies von Bleierzen (S. 91) in eisernen Kesseln behufs der Raffination und Saigern des kupferreicheren Bleies von den melirten Erzen (S. 95). Glätte von melirten Erzen hielt: 88 Pb, 1.06 Cu, 0.002 Ag.

Freiberg. Freiberg.[4]) Schmelzen von 45 000 kg Glätte von unraffinirtem Werkblei und 25 000 kg von pattinsonirtem Reichblei mit 10 Proc. alten Bleischlacken in 24 St. in einem 2.265 m hohen Doppelofen (S. 34); Umschmelzen der Frischschlacke mit 25—30 Proc. Blei auf zu pattinsonirendes Schlackenblei. Torf und heisse Luft haben sich nicht bewährt. 100 Glätte geben 90 Frischblei. Verschmelzen der ersten und letzten Glätte vom Treiben (Vorschlag- oder Scheideglätte) mit Herd und 10 Proc. alten basischen Schlacken. — Neuerdings Glättfrischen im 8förmigen Pilzofen (S. 38) mit Flussspath und Bleischlacke bei Anwendung von Cokes; Durchsetzen von 60 000 kg Glätte, 600 kg Flussspath und 6000 kg Erzschlacke mit 3000—4500 kg Cokes, letztere (4 Schienenfässer) gleichmässig über die Gicht (10 Tröge Glätte, 2 Tröge Schlacken) vertheilt; Frischblei theils zum Saigern und Raffiniren, theils unraffinirt zum Pattinsoniren; Schlacken mit 10 Proc. Pb zum Glättfrischen, Erzschmelzen und zur Schlackenarbeit (S. 97).

Přibram. Přibram.[5]) Schmelzen von Glätte in einem 1.58 m hohen Tiegelofen mit offenem Auge bei 395 mm Düsendurchmesser und 6.6—8.8 mm Quecksilberpressung, bei continuirlichem Abflusse des Bleies durch den offenen Stich. Bleiverlust 1.85 Proc. — Neuerdings Frischen reicher Glätten mit durchschnittlich 0.034 Proc. Ag und 86.79 Proc. Pb und zwar 3 Thle. davon mit 2 Thln. gewöhnlicher grüner Glätte und 1 Thl. alter Schlacken, und zwar in 24 St. 12 t mit 0.128 cbm Holzkohle und 0.0026 cbm Gestübbe auf 100 kg Beschickung; Erfolg von Werkblei mit 0.065 Proc. Ag und 99.75 Proc. Pb zum Pattinsoniren, wobei Kaufblei mit nur Spuren von Sb und von Cu (erst in der zweiten Decimale) erfolgt; Schlacken mit 41 Proc. Pb, Ofenkrätz mit 0.008 Proc. Ag und 60 Proc. Pb, Stücke aus der Ofensohle mit 0.020 Proc. Ag und 77 Proc. Pb. — Darstellung von Weichblei durch directes Verfrischen von gewöhnlicher gelber silber-

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 41, 371. 2) Kerl, Met. 2, 256. 3) Ebend. S. 257. 4) Kerl, Met. 2, 258. B. u. h. Ztg. 1865, S. 436. Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 341. 5) B. u. h. Ztg. 1878, S. 266. Kerl, Met. 2, 259. Analysen von Glätte und Glättschlacken in B. u. h. Ztg. 1874, S. 413; 1877, S. 81.

armer Glätte mit 91 Proc. Pb in abwechselnden Lagen mit Holzkohlen, wobei in 24 St. 9 t Glätte mit 97 hl Holzkohle durchgesetzt werden auf 7.7 t Weichblei, Schlacken mit 61 Proc. Pb und Ofenkrätz mit 50 Proc. Pb. Verbrauch auf 100 Glätte: 0.108 cbm Holzkohle und 0.006 cbm Gestübbe.

Sala. Frischen der Glätte mit bleihaltigen Schlacken im Schachtofen, aus welchem das Blei continuirlich in einen heiss gehaltenen Kessel abfliesst, dann unter Zurückhaltung von Unreinigkeiten in einen zweiten Kessel abgelassen wird, in welchem man dasselbe vor dem Giessen abschäumt; Frischgekrätz zur Bleiarbeit. Sala.

3) Herdöfen. Ausser dem wenig Brennmaterial erfordernden, aber grössere Bleiverluste gebenden schottischen Bleiherd[1]) (S. 28, Bottino, Pontgibaud) kommt der sibirische Frischherd[2]) in Gestalt eines kleinen mit glühenden Kohlen gefüllten Blechkastens z. B. von 628 mm Höhe, 314 mm Tiefe und 392 mm Weite in Anwendung, welcher so vor das Glätteloch des Treibofens gestellt wird, dass die flüssige Glätte aus demselben ins Oefchen gelangt, sich reducirt und das Frischblei auf der geneigten Sohle durch ein Auge, durch welches (sowie auch wohl durch mehrere Oeffnungen) gleichzeitig die Verbrennungsluft eintritt, ausfliesst. Beim Ausziehen des Abzuges und Abstriches aus dem Treibofen, sowie beim Nachsetzen von Werken ist das Oefchen mit einer mergelbeschlagenen Eisenplatte bedeckt. Herdofenarbeit.

Während dieses wenig Arbeit und Brennstoffaufwand veranlassende und ein gutes Ausbringen gestattende Verfahren in Sibirien (Barnaul[3]), Ungarn (Schemnitz, Fernezely, Zsarnowitz[4]) und auf den Eifeler Hütten (Call, Mechernich, Commern[5]) in Anwendung ist, hat man dasselbe in Freiberg, Tarnowitz, am Oberharz und in Müsen wieder aufgegeben, weil bei Entstehung silberreicher Glätte ein grosser Silberverlust im Frischblei stattfand und der aus dem Oefchen aufsteigende schädliche Rauch den Arbeiter belästigt, das Sehen im Treibofen erschwert und das Arbeiten in demselben aus grösserer Entfernung nöthig macht. In Müsen[6]) erfolgte unreines Blei. Dadurch, dass man in Ungarn, z. B. in Schemnitz, jeden Barren erfrischten Bleies auf seinen Silbergehalt probirt und denselben bei zu hohem Gehalte ins Treiben zurückgiebt, ist der Arbeiter zu grosser Aufmerksamkeit gezwungen. Beispiele.

32. Abzug. Hierunter begreift man die Kruste, welche zu Anfang des Treibens bei sehr unreinem Werkblei noch vor Anlassung des Gebläses sich bildet und aus einem Gemenge von Bleioxyd mit anderen oxydischen Substanzen (antimon-, arsen- und schwefelsaurem Bleioxyd, Kupfer-, Nickel-, Eisen-, Zinkoxyd), Schwefelmetallen von Kupfer, Antimon, Blei, Eisen und Silber, und Herdmasse besteht, von mehr oder weniger geschmolzenem Ansehen und, wegen Gehaltes an Schwefelmetallen, von dunkler Farbe.[7]) Bei letzterem giebt dieses Product beim reducirenden Schmelzen neben Blei und Schlacke stets Stein. Zusammensetzung des Abzuges.

Unterharz.[8]) Früher Verschmelzen des Abzuges mit 74—88 Proc. Pb und 0.083—0.1 Proc. Ag mit $^{1}/_{2}$ Kupfererzschlacken in einem Spurofen mit offenem Auge auf 44—55 Proc. zu saigernde Abzugswerke, 15—21 Proc. Abzugsstein (zur Kupferarbeit), 7—10 Proc. Abzugsaigerkrätz (zum Verschmelzen auf zu saigernde Krätzwerke, Krätzstein und Schlacke). Beispiel.

33. Abstrich (schwarze Glätte).[9]) Beim Abtreiben von Werkblei erzeugt sich nach dem Anlassen des Gebläses eine schaumige, Zusammensetzung des Abstriches.

1) Kerl, Met. 2, 265. 2) Kerl, Met. 2, 263. 3) Kerl, Met. 2, 264. 4) Kerl, Met. 2, 265. B. u. h. Ztg. 1866, S. 106. Oestr. Ztschr. 1871, Nr. 8. 5) Oestr. Ztschr. 1870, S. 412. 6) B. u. h. Ztg. 1863, S. 92. 7) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. Rammelsberg, Met. S. 374. 8) Kerl, Met. 2, 269. 9) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. B. u. h. Ztg. 1867, S. 419. Rammelsberg, Met. S. 374.

schwarze, unvollkommen metallisch glänzende Masse (erster Abstrich), welche später in eine grünlich-braune, schlackige, dichte Masse (mittlerer Abstrich) sich umwandelt, zuletzt immer gelber wird (letzter Abstrich) und in Glätte übergeht. Während der erste und letzte Abstrich in die Schmelzarbeiten zurückkommen, so benutzt man das mittlere an antimonsaurem Bleioxyde reiche Product, welches ausser Schwefelmetallen und Mergel die Bestandtheile des Abzuges enthält, zur Darstellung von Antimon- oder Hartblei (Hartbleifrischen).

Frühere Verarbeitung des Abstriches. Während man früher auch diesen mittleren Abstrich ins Bleierz- oder Bleisteinschmelzen zurückgab, so ist eine wesentliche Verbesserung vieler Bleihüttenprocesse die separate Verarbeitung desselben gewesen, weil man durch dieselbe das Antimon nutzbar macht und von dem Handelsblei fern hält.[1]) Mit Einführung des Pattinson- und Zinkprocesses für das Werkblei ist das Abstrichfrischen mit Treibabstrich wesentlich beschränkt, wie auch das Glättfrischen (S. 107); es kommen aber dafür die antimonreichen Abstriche von diesen Processen zur Hartbleigewinnung.

Abstrichsaigern. Um eingeschlossene Werkbleikörner abzuscheiden und durch Reduction eines Theiles Bleioxyd durch die Kohle des Gestübbes der Herdsohle den Antimongehalt anzureichern, wird der Abstrich vor dem Frischen häufig noch einem Saigerprocesse (Abstrichsaigern) meist in einem mit Gestübbeherde versehenen Treibofen oder im Kärnthner Flammofen unterworfen.

Man schmilzt zu diesem Zwecke den Abstrich auf einer Unterlage von Wellholz (Oberharz) oder direct auf der Herdsohle (Přibram) ein und sticht die dünnflüssige Masse in einen Stechherd ab, in welchem sich das Werkblei ansammelt, während der Abstrich als schaumige Masse über den Rand des Stechherdes auf die Hüttensohle fliesst und hier nach dem Erkalten in faustgrosse Stücke zerschlagen wird. Durch die Brennmaterialunterlage wird vorwaltend Bleioxyd aus dem Abstriche reducirt, während das schwerer reducirbare Antimonoxyd mehr in der Schlacke, dem gesaigerten Abstrich, bleibt, welcher dann ein antimonreicheres Hartblei giebt. Auch lassen sich silberhaltige Bleikörner aus dem Abstriche entfernen durch Zerkleinern und Sieben desselben.[2])

Abstrichfrischen. Das Abstrichfrischen, die Reduction des antimonsauren Bleioxydes, geschieht im Allgemeinen wie das Glättefrischen, geht nur wegen grösserer Strengflüssigkeit des Abstriches langsamer und erfordert mehr Zuschläge (Bleischlacken, Eisenfrischschlacken); Cokes geben ärmere Schlacken als Holzkohlen. Um den Arbeiter gegen Antimondämpfe etwas zu schützen, macht man die Oberfläche des Stechherdes bei grösserer Tiefe desselben kleiner. Höhere Oefen geben ärmere Schlacken als niedrigere.

Als Producte erfolgen beim Frischen:

Schmelzproducte. a) Hart- oder Antimonblei[3]), hart, klingend, mit glänzendem silberweissen Bruche und körnigem Gefüge, mit variablem Antimongehalte (z. B. Oberharz 14—25 Proc., Přibram[4]) 28—30 Proc., Siegen 20—44 Proc.), meist Kupfer, Eisen, Arsen, bisweilen auch Silber und Schwefel (Přibramer Hartblei[5]) mit 4 Proc. S bei geringerem Eisenzuschlage beim Erzschmelzen) enthaltend. Dasselbe ist entweder Handelswaare oder wird durch Raffination in Weichblei verwandelt oder zur Anreicherung des Antimongehaltes zum Theil

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 53; 1871, S. 143. 2) Oest. Ztschr. 1874, Nr. 34, S. 319. 3) Analysirmethoden: B. u. h. Ztg. 1859, S. 65; 1867, S. 419. Dingl. 158, 316. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 419. 5) Ebend.

abgetrieben und der dabei erfolgende antimonreichere Abstrich wieder auf Hartblei verfrischt. Bei gleichem Antimongehalte kann die Bruchbeschaffenheit variiren, bei verschiedenem Antimongehalte gleich sein.

Zur Abscheidung eines Kupfergehaltes und um dem Hartblei eine grössere Festigkeit zu ertheilen, wird dasselbe wohl im Flammofen einem saigernden Schmelzen unterworfen, wobei zuweilen rothe blätterige und glänzend rothe spiegeleisenähnliche Gebilde zurückbleiben, nach Hampe erstere aus Sb, Pb und Cu, letztere aus Sechstel-Antimonblei bestehend, in welchem ein wenig Pb durch Cu ersetzt ist (Oberharz[1]). Auch giebt zu Lautenthal[2]) antimon- und kupferreiche Krätze (Stachelköpfe) nach dem Absaigern beim Verschmelzen mit Bleistein ein kupfer- und antimonarmes Werkblei und Kupferstein. Blei mit $^1/_4$ Antimon ist nach Heeren noch dehnbar, aber hart; Letternmetall enthält 17—22 Proc. Antimon. Die specifischen Gewichte verschiedener Bleiantimonverbindungen sind von Riche[3]) und Matthiessen[4]) ermittelt. Arsen raucht aus dem Blei bei hoher Temperatur leichter fort, als Antimon. Aus mit Antimon (z. B. 36 Proc.) übersättigtem Hartblei scheiden sich zuweilen beim langsamen Abkühlen schöne Krystalle von Antimon[5]) aus. Ein schwefelhaltiges Hartblei[6]) erfolgt durch Zusammenschmelzen von 5 Thln. Blei mit 1 Thl. Schwefelantimon.

Hartbleianalysen[7]):

	Pb	Sb	As	Cu	Fe	Zn	S
a.	78—88	14—21	—	0.04—0.16	0.03—0.42		—
b.	78—84	10—20	2—3	1.2 —2.3	0.88—1.08		—
c.	86.7	13.3	—	Spr.	—	—	—
d.	86.69	10.69	0.41	0.74	Spr.	—	0.26
e.	83.22	16.25	Spr.	0.08	Spr.	—	Spr.
f.	83.68	15.39	0.94	0.17	0.05 Ag		0.014

a. Vom Oberharze. b. Vom Unterharze. c. Von Tajova. d. Von Kapnik. e und f. Von Příbram, letzteres aus dem Jahre 1876.

b) Abstrichfrischschlacken[8]) mit variablem Blei- und Antimongehalte je nach der Höhe der Oefen. Da sich Antimon leichter verschlackt als Blei, so ist letzteres vom Umschmelzen solcher Schlacken antimonreicher, als vom Abstriche. Durch Erhöhung der Oberharzer Oefen von 1.88 auf 5.65 m ist der Bleigehalt der Schlacken von 15 auf 8 Proc. herabgegangen.

Beispiele. Oberharz.

Oberharz.[9]) Früher Saigern von 3300 kg Abstrich mit 80—86 Proc. Pb im Treibofen mit 1550—2065 kg Wellholz auf 600 kg Werkblei und 2500 kg gesaigerten Abstrich, Frischen von 6250 kg desselben mit 250 kg Abstrichfrisch- und 600 kg Steinschlacken in 24 St. mit 1150 kg Cokes und 135 kg Holzkohlen auf 4000 kg Hartblei; saigerndes Schmelzen desselben zur Erhöhung der Festigkeit und zur Abscheidung von Kupfer (S. 113). Neuerdings geht der Abstrich vom Reichtreiben in das Erzschmelzen zurück; der Abstrich von der Zinkentsilberung (vom Wasserdampfen des entzinkten Bleies bei Luftzutritt) wird im Schachtofen zu Antimonialblei reducirt und dieses durch Behandeln mit Wasserdampf im Kessel zu einem Handelsproducte raffinirt. Beim Verschmelzen reichen Abstriches von der Zinkentsilberung mit ungeröstetem Bleisteine entsteht ein hinreichend kupfer- und antimonfreies Werkblei für die Zinkentsilberung.

Unterharz.

Unterharz.[10]) Schmelzen von 5000 kg ungesaigertem Abstriche in 24 St. auf 2500—2800 kg Hartblei und 500—800 kg Schlacken mit 15—20 Proc. Blei bei Holzkohlen und mit 4—4$^1/_2$ Proc. bei Cokes. Neuerdings Verarbeiten des Abstriches wie Glätte (S. 110) im 2förmigen Schachtofen. Abstrich von melirten Erzen enthielt 81 Pb, 6.15 Sb, Spr. As, 1.4 Cu, 0.002 Ag. Das Hartblei mit 15—20 Proc. Sb wird durch Umschmelzen in eisernen Kesseln einem Raffinationsprocesse unterworfen.

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 169. 2) Preuss. Ztschr. 19, 156. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. 3) Compt. rend. 55, 143. 4) Pogg. Ann. 110, 21. 5) Ztschr. d. deutsch. geolog. Gesellsch. 27, 574. 6) Polyt. Notizbl. 1873, S. 1183. 7) Kerl, Met. 1, 720. B. u. h. Ztg. 1859, S. 65; 1864, S. 321; 1869, S. 426. 8) Analysen: Kerl, Met. 1, 850. 9) Kerl, Met. 2, 267. 10) Ebend. 2, 269.

Přibram.

Přibram.[1]) Saigern von Chargen von 4 t schwarzer Glätte mit 82 Proc. Pb und 0.015 Proc. Ag im Gemenge mit 4—5 Proc. zerkleinerter Holzkohle bei Holzfeuerung im Treibofen, wobei etwa 880 kg Werkblei mit 0.105 Proc. Ag und 99.75 Proc. Pb, sowie 2880 kg Schlacken mit 72.5 Proc. Pb resultiren, welch ersteres entweder direct abgetrieben oder pattinsonirt wird; Verbrauch auf 100 kg schwarze Glätte: 0.145 cbm Holz, 0.006 cbm Holzkohle, 0.004 cbm Gestübbe, 0.003 cbm Kalkmergel. Frischen des gesaigerten Abstriches mit 6 Proc. Ofenkrätze, $^1/_2$ Proc. Stücken von der Ofensohle und 75 Proc. Eisenfrischschlacken im Halbhohofen, und zwar in 24 St. 3 t mit 1.200 cbm Holzkohle und 0.500 t Cokes bei einem Erfolge von 1.9 t Hartblei (Analyse S. 113). Verbrauch auf 100 kg Beschickung: 0.4 cbm Holzkohle, 0.017 t Cokes, 0.075 t Eisenfrischschlacken und 0.008 cbm Gestübbe bei 9.58 Proc. Verlust des Bleigehaltes.

Freiberg.

Freiberg.[2]) Saigern des Abstriches vom Raffiniren des Werkbleies im Flammofen, Schmelzen des gesaigerten (entsilberten Abstriches) im Pilzofen, und zwar täglich 5000—7500 kg mit 750 kg Kalk, 7500 kg Schlacken, 750 kg Magneteisenstein und 1500 kg Rotheisenstein. Erfolg von Schlacke mit 8—10 Proc. Pb zur Erz- oder Schlackenarbeit; Antimonialblei mit 0.005—0.01 Proc. Ag, wird gesaigert, im Pattinsonkessel etwa 12 St. gepolt, um Cu und As zu entfernen, bis eine genommene Probe einen feinkörnigen Bruch und vollkommen blanke Oberfläche zeigt, die nach dem Auskellen bleiben muss, mit 1.5 Proc. As, 0.2 Proc. Cu und 14 Proc. Sb.

Braubach.

Braubach. Verschmelzen des Abstriches vom Wasserdampfen des durch Zink entsilberten Armbleies mit Kalkstein und Eisenfrischschlacken auf antimonreiches Blei, Entabstrichen desselben im Treibofen, Verschmelzen des Abstriches auf Hartblei, Polen desselben behufs der Entsilberung, Verschmelzen des Poldreckes auf verkäufliches Hartblei mit 11 Proc. Sb.

Holzappel u. s. w.

Die Frischprocesse zu Holzappel[3]), Müsen[4]) und Ems[5]) bieten nichts Eigenthümliches dar.

Herd.

34. Bleiischer Herd aus dem Treibofen. Mit Bleioxyd imprägnirte Mergelmasse[6]), welche meist ins Erz- oder Steinschmelzen gegeben, seltener im Flammofen mit alten Haldenschlacken und Eisen (Sibirien[7])) oder im Schachtofen mit Eisenfrischschlacken und Wascheisen (früher zu Tarnowitz[8])) auf Werkblei und Frischschlacken durchgesetzt wird; diese werden nebst Schur, Schlacken derselben Arbeit und armem Bleisteine vom früheren Schachtofenschmelzen mit Eisenfrischschlacken nochmals verschmolzen. Jetzt kommt der Herd zu Tarnowitz zum Schmelzen der gesinterten Schliege (S. 102).

Bleirauch.

35. Bleirauch. Dieser besteht hauptsächlich aus Metalloxyden und deren schwefel-, kohlen-, auch wohl antimon- und arsensauren Salzen nebst eingemengten Erztheilchen, flüchtigen Schwefelmetallen, seltenen Stoffen (Selen, Thallium, Indium), Kohlenpartikeln u. A. in wandelbaren Verhältnissen.[9]) Meist feinpulverig, wird derselbe vor dem Verschmelzen mit Kalk, Thon u. s. w. eingebunden oder in Flammöfen zum Fritten gebracht, auch wohl dadurch, dass man denselben im unteren Theile des Rauchkanales anzündet (Spanien[10])).

Derselbe wird entweder bei anderen Schmelzprocessen zugeschlagen oder ähnlich wie Bleisulfat (S. 105) für sich verarbeitet, häufig mit Flammofenrückständen (S. 10) im Schlackenherde, welche eine ähnliche Zusammensetzung haben, mit Silbererzen u. s. w.

Material zum Schmelzen.

36. Bleischlacken. Während unreine Schlacken meist bei demselben oder einem anderen Schmelzprocesse wieder zugesetzt, auch wohl

---

1) Kerl, Met. 2, 270. B. u. h. Ztg. 1878, S. 265, 266. 2) Kerl, Met. 2, 270. B. u. h. Ztg. 1865, S. 437. Ann. d. min. 1875, Taf. 7, p. 345. 3) Kerl, Met. 2, 271, 838. 4) Ebend. 2, 271, 837. 5) Ebend. 2, 271, 837. 6) Analysen: Kerl, Met. 1, 778. B. u. h. Ztg. 1868, S. 284. 7) Oest. Ztschr. 1854, S. 410. 8) Kerl, Met. 2, 272. 9) Analysen: Kerl, Met. 1, 804. B. u. h. Ztg. 1863, S. 91; 1871, S. 264. Percy-Rammelsberg, Bleih. S. 309. 10) B. u. h. Ztg. 1863, S. 90.

noch reine Schlacken hinzugefügt werden, um das Schmelzen zu begünstigen und das Metall im Herde durch eine Decke zu schützen, so werden doch zuweilen auch Schlacken mit grösserem Metallgehalte, wenn sie z. B. aus älteren Zeiten stammen (Mansfeld, Andreasberg, Sardinien, Spanien) oder behufs grösserer Production durch ein rascheres Schmelzen erzeugt sind (Freiberg), einem separaten Schmelzen seltener in Flammöfen (früher in Freiberg) und Herdöfen (Spanischer Schlackenherd), als in Schachtöfen unterworfen. Von der Zugutemachung der Flammofenrückstände (graue und schwarze Schlacken) war bereits (S. 10, 30, 32) die Rede, desgleichen von der Zersetzbarkeit der Bleisilicate durch verschiedene Agentien (S. 88).

Beispiele. Freiberg.

Freiberg. Verschmelzen von 37 500 kg Bleischlacken (S. 97), 3750 kg zugebranntem Stuffkiese, bleiischen Vorschlägen, Herd, Glätte, Saigerdörnern, Abstrich, zuweilen Ofenbruch, Krätz und Kalkstein auf Werkblei mit 0.40 Proc. Ag zum Saigern; Stein mit 0.15 Proc. Ag, 10—12 Proc. Pb und 20—30 Proc. Cu, kommt zum Rösten in Kilns, hierauf in Stadeln, dann mit reichen Schlacken von der Erzarbeit oder bei hohem Kupfergehalte zur Spurarbeit, wobei erfolgen: Werkblei und Kupferstein mit 30 Proc. Cu und 6—8 Proc. Pb, in Kilns und Stadeln geröstet zur Spurarbeit, dann absetzbare Schlacken mit 0.0001 Proc. Ag und 1.5 Proc. Pb; Absetzschlacken vom Schlackenschmelzen mit 0.001 Proc. Ag und 1.5 Proc. Pb.

Přibram.

Přibram.[1]) Schmelzen in 24 St. von 50 000 kg alten Bleischlacken im Pilzofen bei Erfolg von 1.5 kg Pb mit 0.00378 kg Ag und von 0.5 kg Bleistein aus 100 kg Schlacken.

Mansfeld.

Mansfeld.[2]) Durchsetzen alter Bleischlacken vom früheren Saigerprocesse mit 10—13 Proc. Blei in einem 4.393 m hohen und 0.732 m tiefen Sumpfofen mit Eisenbohrspänen, Eisenhammerschlag, Aschenknoten und Flussspath auf kupferhaltiges Blei (zum Saigern) und Schlacken mit 3 Proc. Pb; Verblasen der Kiehnstöcke im kleinen Herde und Gaarmachen.

Sardinien.

Sardinien.[3]) Verschmelzen von alten Bleischlacken mit 12—18 Proc. Pb in der Provinz Iglesias mit Glättfrischschlacken in 4.5 m hohen Oefen mit Eisenbohrspänen und Gusseisen.

Spanien.

Spanien.[4]) Verschmelzen alter Römerschlacken in Sumpföfen von 0.95 m Höhe mit Cokes.

Laurion.

Lauriongebirge.[5]) Verschmelzen antiker Schlacken, mit durchschnittlich 10 Proc. Pb und 0.045 Proc. Ag, und alten aufbereiteten Halden (Ecvoladen) mit 16 bis 22 Proc. Pb und 0.100 Proc. Ag im Spanischen Schlackenherde (S. 32), wobei von 100 t Pb, welche in 1000 t Schlacke enthalten, erfolgen: 52 t Werkblei und 15 t Flugstaub, während in der Schlacke bleiben 20 t und 13 t sich verflüchtigen; Cokesverbrauch auf 1 t ausgebrachtes Werkblei 2.6—4.2 t. — Neuerdings Schlackenschmelzen mit Eisenstein, Kalkstein und Gekrätz in 4förmigen Pilzöfen mit Wasserkühlung, wobei der Verlust auf 20—25 Proc., der Bleigehalt der Schlacken auf 0.5—1.0 Proc. und der Cokesverbrauch auf 10 Proc. herabging.

Call.

Call[6]) in der Eifel. Verschmelzen alter Römerschlacken und alter Aufbereitungsabgänge neben Bleierzen. Hier werden auch die Erze der Lintorfer[7]) Erzbergwerke (Bleiglanz mit Schwefelkies und Blende) nach der Röstreductionsmethode (S. 98) verarbeitet.

---

1) Oest. Ztschr. 1875, Nr. 23. 2) Kerl, Met. 2, 273. 3) Ebend. 2, 274 (Bleierze Sardiniens in B. u. h. Ztg. 1879, S. 165). 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 62. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 319; 1875, S. 119; 1878, S. 38. Böckh, Die laur. Silberbergwerke in Verh. d. Berl. Akad. d. W. 1814/15. Cordella, Le Laurion, Marseille 1871. Description des produits des mines du Laurium et d'Oropos, Athen 1875. 6) Oest. Ztschr. 1871, S. 410. B. u. h. Ztg. 1871, S. 422. 7) Die Lintorfer Erzbergwerke. Düsseldorf, Schwann.



3. Abschnitt.

Raffination des Bleies.

Neuere Fortschritte.

37. Allgemeines. Während früher die Beschaffenheit der Handelsbleie ganz wesentlich von den fremden Beimengungen der Erze abhing und danach der Handelswerth[1]) der ersteren normirt wurde (im besonderen Rufe standen z. B. die Bleie aus Kärnthen und von Tarnowitz, dann folgten spanische, englische und oberharzer Bleie, während die unterharzer, freiberger und die meisten ungarischen Sorten von minderer Beschaffenheit waren), so hat man neuerdings gelernt, durch passende Raffinationsprocesse schlechte Marken ganz wesentlich zu verbessern.

Verunreinigungen des Bleies.

Die Hauptverunreiniger[2]) des Bleies sind Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth; Eisen wird nach Streng[3]) und Reich[4]) nur wenig (0.02—0.07 Proc.) zurückgehalten, von Zink nach Matthiessen und von Bosse[5]) höchstens 1.5 Proc.; Nickel, Kobalt[6]) und Schwefel kommen meist nur in geringen Mengen vor. Während besonders ein Antimon- und Arsengehalt das Blei leichtschmelziger, härter, klingend und weniger zur mechanischen Verarbeitung, z. B. zum Walzen, tauglich macht, desgleichen zuweilen Wismuth und ein krystallinischer Zustand (Pattinson'sches Blei), sowie eine Beimengung von Bleioxyd (ein gewisser nicht zu hoher Kupfergehalt ist dabei ohne Einfluss), so wirkt ein selbst geringer Kupfergehalt (zuweilen auch ein Antimon-, Arsen- und Wismuthgehalt) bei der chemischen Verarbeitung (z. B. zu Bleiweiss, zu Mennige, für die Krystallglasfabrikation u. s. w.) störend. Nach Landsberg[7]) ist als reines, für die Bleiweissfabrikation sehr geeignetes Blei ein solches anzusehen, welches in 1000 kg nur 30 g Zn, 30 g Fe, 50 g Sb, Spuren von Cu und 6—8 g Silber enthält. Erfolgt daraus kein Bleiweiss erster Qualität, so liegt die Schuld am Fabrikationsverfahren. Nach Hampe[8]) ist ein Kupfergehalt von 0.0014 Proc. weder bei der Krystallglasbereitung, noch bei der Bleiweissfabrikation störend, desgleichen auch nicht 0.005 Proc. Antimon, wodurch auch das Blei nicht härter wird. Rasch erkaltete, homogen erscheinende Bleikupferlegirungen zerlegen sich bei vorsichtigem Erhitzen in leichtflüssigeres kupferärmeres und strengflüssigeres kupferreiches Blei (Saigerprocess). Solche Legirungen oxydiren sich an der Luft rascher als jedes Metall für sich, und zwar Blei mehr als Kupfer. Kleine Mengen Wismuth, z. B. 0.0045—0.0075 Proc. in Oberharzer Bleien, sind ebenfalls für obige Verwendungen unschädlich, während ein Gehalt von 0.118—0.352 Proc. im Unterharzer Blei demselben einen hakig krystallinischen Bruch, zuweilen ganz krystallinisches, die Festigkeit verminderndes Gefüge, Härte, Klang und grössere Leichtschmelzigkeit ertheilt. Während man durch ein passendes Raffinirverfahren Kupfer, Antimon, Arsen, Zink und Eisen genügend aus dem Blei entfernen kann, hat dieses mit Wismuth bislang nicht gelingen wollen. Bleiweiss zeigt zuweilen einen röthlichen Stich[9]), welchen man, aber ohne dessen sicher zu sein, bald einem geringen Gehalte an Kupferoxydul, bald an Silberoxyd, Eisenoxyd, Bleisuboxyd, Wismuthoxyd oder Zinkoxyd zugeschrieben hat. Nach Hampe[10]) tragen weder die in kleinen Mengen dem Bleiweiss beigemischten Metalle, noch grössere Gehalte an Wismuth und Antimon zum Gelbwerden der Oelanstriche mit Bleiweiss bei, wohl aber ein Gehalt an Bleioxydhydrat und die Natur des Firnisses. Eine Anreicherung der fremden Metalle in den Bleikernen von der Bleiweissfabrikation konnte mit Sicherheit nicht bestätigt werden, nur bei Wismuthlegirungen zeigte sich eine Anreicherung. Nach Endemann[11]) begünstigt ein Wismuthgehalt des Bleies dessen Oxydation bei der Bleiweissfabrikation. Zinkhaltiges Blei, zu Schwefelsäurekammern ver-

---

1) Werth der Metalle in B. u. h. Ztg. 1874, S. 410. Einfluss der amerik. Production ebend. 1879, S. 445. 2) Dingl. 207, 490. Wagn. Jahresber. 1873, S. 199. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1874, S. 409. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 127, 284. 4) Freiberger Jahrb. 1860. B. u. h. Ztg. 1860, S. 28, 284. 5) Erdm. J. 84, 323. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1871, S. 143. 7) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1874, Bd. 18, S. 409. 8) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144. 9) Ebend. 1871, S. 144; 1872, S. 260. 10) Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 21, Lief. 5. 11) Wagn. Jahresber. 1876, S. 568; 1877, S. 422.

wandt, soll rascher angegriffen werden als reines Blei. Da fremde Beimengungen im Blei selbst in geringen Mengen schädlich sein können, so sind zu dessen Analysen[1]) grössere Gewichtsmengen zu benutzen. Ober- und Unterproben von Bleistücken zeigen eine verschiedene Zusammensetzung[2]); Kupfer und Antimon begeben sich mehr nach oben, wie nachstehende Analysen von Ober- und Unterproben eines Oberharzer rohen (a und b) und dann gesaigerten Steinbleies (c und d) zeigen:

	a Oberpr.	b Unterpr.	c Oberpr.	d Unterpr.
Kupfer . . .	3.621	1.242	0.508	0.140
Antimon . . .	0.274	0.158	0.090	0.057
Nickel . . .	0.148	0.082	0.012	Spr.
Eisen	0.008	0.008	0.012	0.008
Zink	0.003	Spr.	0.002	Spr.

Eigenschaften des Bleies.

Reines Blei schmilzt bei grosser Dehnbarkeit bei 334° C. und zeigt nach dem Einschmelzen, z. B. auf Kohle vor dem Löthrohre oder beim Hinfahren mit der Krücke auf der Oberfläche desselben im Raffinirofen, Regenbogenfarben und eine in eine Eisenform gegossene Probe oberflächlich eine eigenthümliche flockig-krystallinische Zeichnung (bei einem Antimon- oder Arsengehalte erscheint die matte Oberfläche vor dem Löthrohre schwärzlich grau, es entsteht ein Antimonbeschlag und Arsen lässt sich am Geruche erkennen). Nahe an seinem Schmelzpunkte überzieht sich das Blei an der Luft mit einer grauen Haut, Bleisuboxyd Pb_2O, bei weiterem Erhitzen entsteht Bleioxyd PbO, welches nicht bis zu seinem Schmelzpunkte (etwa 980° C.[3])) erhitzt als gelbes Pulver (Massicot) erscheint, in lebhafter Rothglühhitze aber schmilzt und Glätte giebt. Diese bleibt in Folge der bei der Oxydation des Bleies, z. B. beim Abtreiben, entstehenden Wärme leicht- und dünnflüssig wie Oel auf letzterem, während Bleioxyd für sich schwerer in Fluss zu bringen ist.[4]) Bei anhaltendem Erhitzen in einer gewissen Temperatur geht Massicot in Mennige, Pb_3O_4 oder Pb_4O_5, über. Durch wiederholtes Umschmelzen des Bleies selbst unter reducirenden Zusätzen wird dasselbe härter, bei Luftzutritt vielleicht durch Aufnahme von oxydirtem Blei weniger fest. Das Blei ist bei Luftabschluss unterhalb der Weissglühhitze nicht merklich flüchtig und siedet bei 1600—1800°, verdampft aber bei Luftzutritt in heller Rothglühhitze noch unter dem Schmelzpunkte des Bleioxydes, welches letztere erst in Weissglühhitze flüchtig wird. Mit der Reinheit des Bleies nehmen Weichheit (Ritzen mit dem Fingernagel und Abfärben auf Papier) und specifisches Gewicht[5]) zu, so dass letzteres bei Bleilieferungen wohl vorgeschrieben wird, z. B. mindestens 11.2 spec. Gew. Reich[6]) fand für Freiberger Bleie höchstens 11.370, Streng[7]) für Harzer 11.39—11.41, für Tarnowitzer mit 99.75 Proc. Blei 11.34—11.375, durchschnittlich 11.35 sp. G.. Schweitzer fand folgenden Zusammenhang zwischen spec. Gew. bei + 4° C. und chem. Zusammensetzung:

Pb	99.9929	99.9906	99.9404
Ag	0.0001	0.0003	0.0009
Bi	0.0034	0.0052	0.0555
Cu	0.0004	0.0006	0.0002
Sb	0.0011	0.0013	0.0013
Sn	0.0001	0.0001	—
Fe	0.0003	0.0012	0.0014
Zn	0.0007	0.0007	0.0003
Spec. Gew.	11.358	11.358	11.344.

Ein krystallinischer Zustand, z. B. beim Pattinson'schen Blei, kann das specifische Gewicht etwas verändern, es hatte schnell erkaltet 11.363, langsam erkaltet 11.254. Das Blei erscheint zuweilen in schönen Krystallen[8]), dendritisch, haarförmig[9]) u. s. w. Dasselbe lässt sich bei gewöhnlicher Temperatur zu dünnen Blättern auswalzen, nicht aber zu feinem Draht ausziehen. Durch Hämmern wird dasselbe härter und es erhält eine eigenthümliche stänglige Structur, wenn man dasselbe bis nahe zum Schmelzen

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 60; 1869, S. 330; 1871, S. 143. Percy-Rammelsberg, Bleih. p. 332. Wagn. Jahresber. 1869, S. 186; 1870, S. 147, 148. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 14. 3) Ebend. 1860, S. 432. 4) Dumas, traité de chimie appliq. 2, 539. Preuss. Ztschr. 15, 40. 5) Schweitzer's Formel z. Berechn. d. spec. Gew. in B. u. h. Ztg. 1877, S. 171. Williams, spec. Gew. von Missouribleien in Engin. and min. Journ. New-York 1877, Vol. 23, Nr. 15, p. 238. 6) B. u. h. Ztg. 1860, S. 125; 1861, S. 30. 7) Ebend. 1860, S. 125, 365; 1861, S. 225. Kerl, Oberharzer Hüttenpr. S. 475. 8) Kerl, Met. 1, 694. 9) B. u. h. Ztg. 1862, S. 269.

erhitzt und durch starke Hammerschläge in Stücke zerbricht. Dasselbe lässt sich, bis zu einem gewissen Punkte erhitzt, flüssig pressen (Bleiröhrenfabrikation). Sonstige Eigenschaften des Bleies sind in Allg. H. S. 2 angegeben.

Raffinirmethoden.

38. Bleiraffinirmethoden. Eisen, Nickel und Zink lassen sich am besten durch Wasserdampf oxydiren, Kupfer durch Umschmelzen entfernen in den Schlickern oder durch Saigern oder durch Umschmelzen mit schwefelhaltigen Substanzen oder Zink, Antimon und Arsen nur durch anhaltendes starkes Erhitzen bei Luftzutritt, wobei sie sich theilweise verflüchtigen, theilweise antimon- und arsensaures Bleioxyd enthaltende Krätzen geben. Wismuth ist durch keines dieser Mittel völlig zu beseitigen. Neben den fremden Metallen wird auch immer mehr oder weniger Blei oxydirt. Die erfolgenden oxydischen Krätzen werden mit geringeren Verlusten und unter Erzielung reinerer Producte besser im Flammofen (ähnlich wie Glätte), als im Schachtofen verfrischt.

1) Raffination reinerer Bleie.

Schäumen.

a) Abschäumen des flüssigen Bleies im Stechherde und auch noch in den Formen, bis sich Regenbogenfarben zeigen, mittelst einer Kratze (Oberharz) oder zweier Holzbrettchen, von den Enden der Form nach der Mitte zu (England) gegen einander bewegt.

Der Abzug (Krätze, Bleidreck, Schlicker) enthält hauptsächlich Kupfer, Eisen und Zink, weniger Antimon und Arsen, welche letzteren ein anhaltenderes Erhitzen bei Luftzutritt nöthig machen. Nur reinere Bleie werden durch dieses Verfahren noch etwas verbessert.

Umschmelzen.

b) Umschmelzen. Beim Einschmelzen kupferhaltiger Bleie geht der Kupfergehalt zumeist in die oberflächlich sich abscheidenden Schlicker, eine halbgeschmolzene, mussige bleireiche Masse, welche bei vorsichtigem Einschmelzen noch den grössten Theil Blei abgiebt, während der Rückstand auf Kupfer und Blei zugute gemacht wird.

Freiberg. Saigern der Schlicker wie das des Werkbleies (S. 123) auf einer Unterlage von Kohlenkläre und Ausziehen der Dörner vor dem Abstechen des Bleies, welch erstere zum Schachtofen gehen, während das Saigerblei wieder zum Pattinsoniren kommt.

Polen.

c) Polen.[1]) In das eingeschmolzene und von der oberflächlich entstandenen Krätze (Schlicker, Abzugswerke) befreite Blei wird bei höherer Temperatur (kaum Kirschrothgluth) eine saftige Holzstange eingesteckt, dadurch das Blei in stark sprudelnde Bewegung gebracht und der entstehende Bleidreck wiederholt nach dem Trockenwerden mit durchlöcherten Kellen abgenommen.

Bei ziemlich reinem Blei wird durch dieses Verfahren der grösste Theil des Antimons entfernt und der Kupfergehalt auf ein Minimum gebracht, derselbe nimmt im Blei aber wieder zu, sobald man, ohne die Krätze abzuziehen, die Temperatur erhöht.[2]) Mit steigender Temperatur verläuft zwar der Process rascher, es entstehen weniger bleiische Zwischenproducte und das Blei ist sicherer rein zu erhalten, aber die Kessel leiden mehr, das Blei wird eisenreicher und es entstehen grössere Verluste. Diese betragen gewöhnlich nicht über 1 Proc. und sind meist mechanischer Natur durch Verstäuben der feinen Oxyde auf der Oberfläche des Bleies. Bei der sprudelnden Bewegung des Bleies wird dessen Oberfläche fortwährend erneuert, dadurch die Oxydation fremder Substanzen begünstigt und auch

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 254; 1870, S. 91. Preuss. Ztschr. 17, 233; 19, 168. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 67; 1860, S. 284.

durch den entwickelten Wasserdampf namentlich Zink und Eisen oxydirt. Anfangs wird Zink neben mehr oder weniger Blei oxydirt, dann Antimon und weniger Blei, und zuletzt, wenn das Antimon entfernt ist, sehr rapide das Blei. Bei zu hoher Temperatur (über Kirschrothgluth) scheint das Zinkoxyd vom Polstabe wieder reducirt zu werden. In ähnlicher Weise wie das Polen wirkt ein Umrühren des flüssigen Bleies im Stechherde mit Holzgenist, feuchten Kohlen, mageren Steinkohlen u. s. w., wobei auch mechanische Beimengungen, z. B. Schwefelmetalle, auf die Oberfläche gebracht werden (Flammofenblei S. 9). Bei einem grösseren Antimon- und Arsengehalte ist dieses bei verhältnissmässig niedrigerer Temperatur ausgeführte, mit geringem Aufwande an Zeit und Brennmaterial, sowie geringem Bleiverluste verbundene Verfahren des Polens nicht hinreichend wirksam (früheres Polen der Oberharzer Bleie für den Pattinson'schen Process[1]), jetzt für den Zinkprocess). Soll ein Antimongehalt vollständiger entfernt werden, so ist das Polen anhaltend fortzusetzen. So gab ein Oberharzer Blei mit 0.7 Proc. bis 1 Proc. Antimon bei 9- bis 10stündigem Polen ein Product mit nur 0.006 Proc. Unreinigkeiten. In Stolberg entsprach bei antimonreichen Bleien ein Polen dem Zwecke nicht. Schemnitzer Blei[2]) mit 0.456 Kupfer, 0.126 Eisen und 0.212 Antimon enthielt nach dem Absaigern im Kärnthner Flammofen und nach mehrstündigem Polen 0.116 Kupfer, 0.010 Eisen und 0.089 Antimon; nach anhaltendem Polen 0.09 Kupfer und 0.009 Eisen ohne Antimon. Streng fand in Krätzen nach dem Einschmelzen von Oberharzer Werkblei 1.67 Sb und 0.98 Cu, nach einstündigem Polen 3.13 Sb und 0.09 Cu, nach abermaligem Einschmelzen des erstarrten Bleies 1.4 Sb und Spr. Cu, und nach abermaligem einstündigen Polen 2.72 Sb und Spr. Cu. Das Polen darf nicht bei einer zu hohen Temperatur ausgeführt werden, weil sich sonst die im flüssigen Blei ausgeschiedenen Legirungen wieder auflösen, statt dass sie beim Sprudeln auf die Oberfläche geführt werden.

d) Pattinsoniren. Da dieser Process, — welcher hauptsächlich die Anreicherung eines Silbergehaltes in wenig Blei bezweckt, während der grösste Theil des letzteren im krystallisirten Zustande sehr silberarm erhalten wird (siehe Silber, § 100), — nur bei Anwendung möglichst antimon- und kupferarmer Bleie gut verläuft und somit demselben nur reine oder durch Polen, im Flammofen u. s. w. gereinigte Bleie übergeben werden, welche durch Krätzenbildung bei den wiederholten Umschmelzungen und Krystallisationen sich noch weiter reinigen, so gehen aus diesem Processe ausgezeichnete Bleisorten hervor. Pattinsoniren.

Während sich nach den Untersuchungen von Baker[3]) das Kupfer im Reichblei anreichert, ist dieses nach Streng[4]) nur in gewissem Grade der Fall, und das Armblei bleibt auch immer kupferhaltig. Namentlich ist Antimon von störendem Einflusse auf die Krystallisation, indem sich die Krystalle bei dessen stattfindender Anreicherung unvollständig von der Mutterlauge trennen. Hampe[5]) fand im Oberharzer Pattinsonblei nur noch $^1/_{12}$ des Antimons und $^1/_4$ des Kupfers vom Frischblei (S. 109), bei Zusatz von Unterharzer Kupferschlacken (S. 63) $^1/_2$ des Kupfers. Je nachdem beim Schliegschmelzen solche Schlacken zugeschlagen waren oder nicht, enthielt das Pattinson'sche Blei 0.0386 und 0.015 Proc. Cu, ausserdem im letzteren Falle 0.010 Sb, 0.0006 Bi, 0.004 Fe, 0.001 Zn und 0.001 Ni. Da durch das Pattinsoniren der Kupfergehalt nicht völlig beseitigt wird, so enthielten die früheren Oberharzer Pattinsonbleie wegen Zuschlages von Unterharzer Schlacken mit 1.25 Proc. Cu mehr Kupfer als vorher. Bei dem jetzigen Zinkprocesse (§ 105) aber wird das Kupfer bis auf Spuren weggenommen. Der durch die Unterharzer Schlacken vermehrte Nickel- und Kobaltgehalt geht meist in die Schlicker. Das Verhalten des Wismuthes beim Pattinsoniren kennt man noch weniger. Wie die unten mitgetheilten Analysen k und l von Příbramer Frisch- und Pattinsonblei ergeben, ist beim Pattinsoniren am meisten das Cu aus dem Kaufblei beseitigt, dann folgen in abnehmendem Maasse As, Ni, Ag und Sb, während Zn und Fe eine kleine Anreicherung zeigen.

1) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 624. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 319. 3) Dingl. 142, 281. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 67. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 144.

Beim Pattinsoniren mit Wasserdampf (Rozanprocess)[1]) hat der Dampf einen mechanischen Zweck (das Aufrühren des Bleies zur Beförderung einer regelmässigen Krystallisation und zur Scheidung der Krystalle von dem angereicherten Blei), nebenbei einen chemischen zur Oxydation der wasserzersetzenden Metalle (S. 118).

Analysen von Pattinsonblei.[2])

	Sb	Cu	Zn	Fe	Bi	As	Spec. Gew.
a.	0.016 bis 0.040	0.012 bis 0.026	Spr. bis 0.009	0.004 bis 0.035	—	—	11.365 bis 11.395
b.	0.01	0.095	—	0.06	—	0.01	11.373
c.	0.04	0.14	—	0.02	—	0.01	11.365
d.	—	0.07	—	0.06	—	—	11.381
e.	0.02—0.1	0.05—0.1	—	0.02—0.05	—	—	11.369
f.	0.0021	0.0501	—	0.0008	0.00020	—	—
g.	0.00924	0.00268	—	0.00121	Cd 0.00083	Spr.	—
h.	0.00118	0.00243	—	0.00090	Ni 0.00075	Spr.	—
i.	0.007	0.026	0.009	0.006	—	—	—
k.	0.0133	0.2414	0.0010	0.0027	Ni 0.0033	0.00137	Ag 0.03325
l.	0.00079	0.00095	0.0012	0.0034	Ni 0.00006	Spr.	„ 0.00085

a. Oberharz. b. Freiberg, von Schlackenblei, c. aus Frischblei, d. silberfreies Probirblei und e. durch 12malige Krystallisation entarmtes Blei. f. Eschweiler doppelt raffinirtes Blei. h. Ramsbeck. i. Stolberger doppelt raffinirtes Blei. k Frischblei von Přibram. l. Pattinson'sches Blei daraus (S. 119). Eine grössere Zahl Analysen von Stolberger Blei[3]) aus den Jahren 1873 und 1874 ergab an fremden Metallen (Sb, Fe, Zn, Ag) durchschnittlich 0.00605 Proc.

2) Raffinirmethoden für unreinere Bleie.

Wasserdampfprocess. a) Raffination mit Wasserdampf. Durch Einleiten von gewöhnlichem getrockneten oder überhitztem Wasserdampfe in stark erhitztes Blei werden hauptsächlich nur die Wasser zersetzenden Metalle (Eisen, Nickel, Zink) unter Wasserstoffbildung kräftig oxydirt, nur wenig oder gar nicht Kupfer, Antimon, Wismuth und Blei. **Combination mit dem Zinkprocesse.** Wird aber dieser von Corduriè[4]) nutzbar gemachte Dampfprocess mit einer vorherigen Entsilberung ziemlich reinen Werkbleies durch Zink[5]) (siehe Silber) verbunden, so nimmt letzteres Kupfer[6]) bis auf wenige Spuren (fast gleichzeitig Gold, später erst Silber) auf, dagegen nicht Wismuth, Antimon und Eisen. Zink, mechanisch vertheilt im Blei zurückbleibend und bei Verwendung des letzteren zur Bleiweissfabrikation weniger schädlich als Antimon, lässt sich jetzt durch Wasserdampf nahezu vollständig entfernen, während der Rückhalt an Antimon nur unter anhaltendem Einleiten von Wasserdampf bei Luftzutritt (während 16 Stunden und länger z. B. bei unreinen Andreasberger Schlackenbleien[7]) und Unterharzer Werken[8])) in den Krätzen beseitigt werden kann, wobei der Wasserdampf weniger direct oxydirend wirkt, als durch das Aufsprudeln des Metalles (wie beim Polen) dessen Oberfläche vergrössert und dadurch die Oxydation des Antimons durch die Luft begünstigt wird. Gebildetes Bleioxyd wird vom Antimon, so lange dasselbe vorhanden, immer wieder reducirt.

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 34; 1877, S. 288; 1879, S. 424. 2) Kerl, Met. 1, 695. B. u. h. Ztg. 1869, S. 330; 1871, S. 144. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 322. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 231; 1869, S. 71, 271, 381; 1870, S. 92, 111, 440. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 377; 1871, S. 190. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312; 1869, S. 271; 1871, S. 27. 7) B. u. h. Ztg. 1870, S. 122. 8) Preuss. Ztschr. 19, 166.

Gewöhnliches Polen[1]) zur Entfernung des Antimons erfordert mehr Zeit, Brennmaterial und Löhne, giebt mehr Oxyde, grösseren Bleiverlust und ungesundere Arbeit wegen der offenen Kessel, als das Wasserdampfverfahren, bei welchem man auf dem Oberharze 100.15 Ag und 97.024 Pb ausbrachte, beim Polen nur 96.84 und beim Raffiniren mit Stassfurter Salz 96.86 Proc. Blei.

Wismuth[2]) kann weder durch Zink, noch durch Wasserdampf, Polen oder Raffiniren mit Chlorblei entfernt werden (Unterharzer Bleie), wie die nachstehenden Analysen erweisen:

	a	b	c	d
Wismuth . .	0.050	0.119	0.010	0.135
Kupfer . . .	0.088	0.783	0.503	0.003
Antimon . . .	0.207	0.010	1.878	—
Eisen	0.003	0.002	0.014	0.0014
Silber	0.177	0.100	0.376	0.006
Gold	Spr.	Spr.	0.0437	—

a b c Bleie von der ungarischen Hütte zu Olahposbanya[3]), und zwar a von der ersten Entsilberung (Kupferauflösung), b von der 2. Entsilberung, c von der Reichverbleiung. d aus den Bleien a—c erhaltenes Weichblei, mittelst Entsilberung durch Zink erhalten und raffinirt durch ein Gemenge von Bleisulfat und Kochsalz.

Durch den Treib- und Frischprocess wird ein wismuthfreies Blei aus den ersten Glätten erzielt, indem sich das Wismuth wegen minderer Verwandtschaft zum Sauerstoffe später oxydirt als Blei und sich in den letzten Glätten beim Abtreiben concentrirt.

Statt des Wasserdampfes lassen sich auch wasserhaltige Verbindungen, z. B. Hydrate der Alkalien und alkalischen Erden, mit Blei zusammenschmelzen. Wasserdampf und Luft zugleich ins Metallbad geleitet, geben Antimon und Zink haltende Krätzen, weniger geeignet für die Hartbleifabrikation.

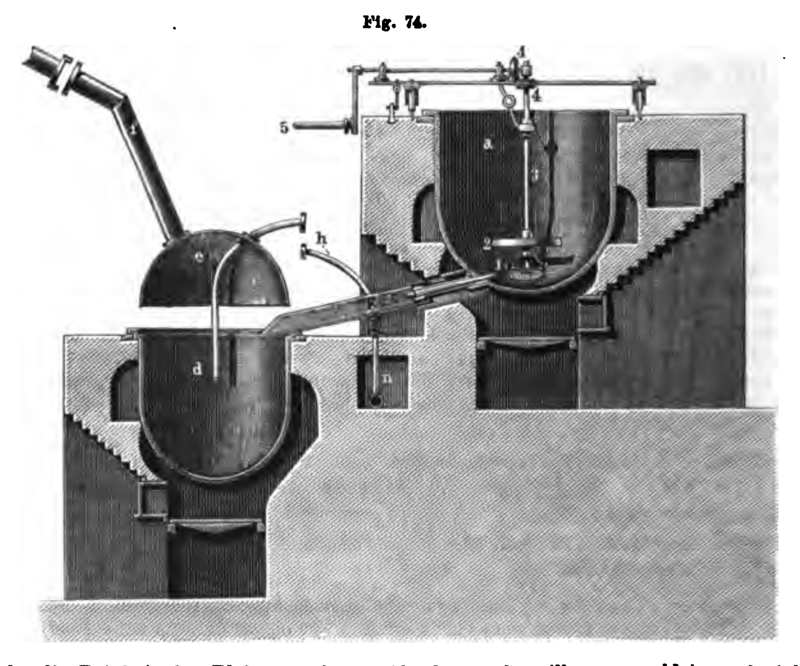
Das Verfahren beim Raffiniren[4]) ist nachstehendes: Entsilbern des Werkbleies mittelst Zinkes, indem man entweder und am häufigsten das Zink im Bleibade schmelzen lässt und dann in demselben mittelst Spatels umrührt (wobei sich flachere Kessel von 2.5 m Durchmesser und 470 mm Tiefe z. B. bei 13 000 kg Einsatz besser bewährt haben, als tiefere von minderem Durchmesser) oder, was wegen grösseren Zeitaufwandes und unsicherer Wirkung weniger zu empfehlen, indem das im Kessel *a* (Fig. 74) in einer Eisenbüchse 1 eingeschmolzene Zink in dünnen Strahlen im Werkblei aufsteigt und die Büchse an der Spindel 3 mittelst Getriebes 4 und Kurbel 5 in Rotation versetzt wird; Herausnehmen des Rührapparates und Abnehmen der auf dem Blei sich ablagernden Kruste von gold-, silber- und kupferhaltigem Zink (Zinkschaum), welcher gesaigert, dann im eingeschmolzenen Zustande mit Wasserdampf behandelt wird unter Bildung von Reichblei und silberreichen Oxyden, die man entweder beim Abtreiben eintränkt, oder mit eisenreichen Schlacken im Schachtofen verschmilzt, oder, wie neuerdings zu Lautenthal am Harz, nach Schnabel's Processe mit ammoniakalischer Ammoniumcarbonatlösung behandelt und die erfolgende Zinkoxydlösung destillirt, wobei unter Wiedergewinnung des Ammoniaks Zinkoxydhydrat ausgefällt wird, welches man durch Glühen in Zinkweiss verwandelt; Ablassen des zink- und antimonhaltigen Bleies, welches z. B. auf dem Oberharze nicht über 0.0005 Proc. Ag enthalten darf, aus *a* durch ein Zapfloch — besser durch einen Hebelschieber, als durch einen Stopfen zu verschliessen — in der Rinne *g* in den Kessel *d*, Aufsetzen des Deckels *e* zur Vermeidung von Silberverlusten und zum Schutze der Arbeiter, Einleiten von bei *n* überhitztem Wasserdampfe durch *h* in das lichtrothglühende Blei, bis sich oberflächlich trockener Staub und eine genommene Schöpfprobe beim Ausgiessen keine Lappenbildung vom Zinkgehalte (Zinkschwanz) am Löffel mehr zeigt, sondern sich auf einer erkalteten Schöpfprobe ein weisser krystallinischer Fleck (Antimonspiegel) bildet; ferneres Einleiten von Wasserdampf während kurzer Zeit, um Beispiel.

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 120, 122. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 215; 1874, S. 183. Preuss. Ztschr. 19, 168. 3) Schneider in von Hauer's Oest. Jahrb. 1876, Bd. 14, Hft. 3 u. 4. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 271; 1870, S. 111, 215.



Wasserstoffgas, behufs Vermeidung von Explosionen, nebst Metalldämpfen nach oben in Condensationsräume abzuführen; Abheben des Deckels *e* mittelst Krahnvorrichtung, Abnehmen der Bleikrätze, Einleiten von Wasserdampf bei Luftzutritt, bis sich Glätte zeigt und das Verschwinden des Antimonspiegels und eine gleichmässig bleigraue Farbe der Oberfläche, sowie Regenbogenfarben und grosse Blumen auf einem Probe-

Fig. 74.



blocke die Reinheit des Bleies anzeigen; Abnehmen der silberarmen blei- und zinkhaltigen Oxyde und Schlämmen derselben, wobei gelbes bleihaltiges Zinkoxyd als Malerfarbe und Waschblei erfolgen, welches letztere z. B. auf dem Oberharze mit dem beim Abziehen des ausgekellten Werkbleies erfolgenden Bleidrecke im Schachtofen mit silberfreier Steinglätte auf unreines Armblei verschmolzen wird, welches nach der Raffination mit Wasserdampf Handelsblei zweiter Qualität (gutes Muldenblei) giebt. Wismuth lässt sich auf diese Weise durch Wasserdampf nicht entfernen.

Raffinirte Unterharzer Bleie zeigten sich bei einem Wismuthgehalte von 0.118—0.352 Proc. spröde beim Walzen und leichtschmelziger, als gewöhnliches Blei. Das Oberharzer auf vorstehende Weise erhaltene Blei ist sehr rein und enthält nur noch $^1/_{42}$ von dem Kupfergehalte des Frischbleies und $^1/_{10}$ von demjenigen des Pattinson-Bleies, Antimon resp. $^1/_{24}$ und $^1/_2$; der Wismuthgehalt ist grösser (zu Clausthal 0.0045, zu Lautenthal 0.0075 Proc.), als bei Frischblei.

Analysen von mit Zink behandeltem, dann gedampftem Blei:

	Cu	Sb	Fe	Zn	Ag	Bi	Ni	As	Cd
a.	0.001413	0.005698	0.002289	0.000834	0.00046	0.005487	0.00068	—	—
b.	0.002022	0.003335	0.001229	0.000776	0.000721	0.003650	0.000707	—	—
c.	0.006	0.002	0.004	0.003	0.0009	—	—	—	—
d.	0.00114	0.00458	0.006679	—	0.0004	—	—	—	—
e.	0.00106	0.00614	0.00078	—	0.0007	—	—	—	—
f.	0 00014	0.00038	0.00791	0.00032	0.00033	0.00096	Spr.	Spr.	—
g.	0.00069	0.00519	0.00382	0.00116	0.00050	0.01410	0.00051	—	Spr.
h.	0.00181	0.01098	0.00117	0.00067	0.00057	0.02559	0.00135	—	Spr.
i.	0.00123	0.00194	0.00102	0.00080	0.00050	—	—	—	—
k.	0.0093	0.00208	0.00082	0.0040	0.00040	—	—	—	—
l.	0.00011	0.00016	0.00037	0.00013	—	0.00063	—	0.00005	—

a und b. Vom Oberharze. c. Von Burgfeyer Hütte. d und e. Von Mechernich. f. Aus Přibramer reichen Erzen in Tarnowitz mittelst der Flammofenarbeit und nachfolgender Bleientsilberung durch Zink gewonnenes Kaufblei. g und h. Oberharzer Bleie von 1877 resp. von Lautenthaler und Altenauer Hütte. i und k. Neuere Mechernicher Bleisorten.[1]) l. Von Emser Hütte.

Raffination mit gepresster Luft.

b) Raffination mit gepresster Luft. Roswag und Geary[2]) leiten in in einem Kessel eingeschmolzenes Werkblei bis nahe auf den Kesselboden Luft von 3—4 Atm. Pressung und schäumen die Oberfläche des Metalles wiederholt ab, bis dasselbe beim Abkühlen eine violett-bläuliche Farbe annimmt und seine Sprödigkeit verloren hat. Es erfolgt dann die Entsilberung durch Zink. Nach Luce[3]) wird durch eingepresste Luft auch viel Blei oxydirt.

Saigern.

c) Saigern. Durch Einschmelzen von Bleien bei niedriger Temperatur lassen sich strengflüssige Metalle (Kupfer, Nickel, Kobalt) zum grossen Theil abscheiden. Das Saigern geschieht besser in Flammöfen mit geneigter Sohle (Fig. 76, 151 c), als auf Herden.

Beispiele. Tarnowitz.

Tarnowitzer Saigerofen (Fig. 75, 76). *a* Lehmsohle, 78 mm dick. *b* Sand. *c* einen halben Stein starke Rollschicht von Ziegeln. *d* Gestübbeherd, 235 mm dick, 2.82 m lang und 1.2 m breit. *e* Stich. *f* Arbeitsthür. *g* Stechherd. *h* Fuchs, in den unterirdischen Rauchcanal der Schmelzöfen, von da in die 47 m hohe Esse führend. *i* Feuerbrücke. *k* Schürloch. *l* Rost. *m* Aschenfall. *n* Flammloch.

Fig. 75.

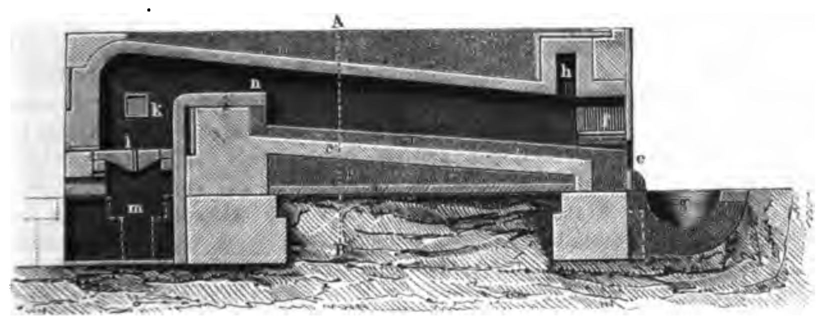
Lautenthal.

Lautenthaler Saigerofen (Fig. 151 c). Geneigter Herd, 175 cm lang und 176 cm breit, davor jäh abfallender Sumpf von trapezförmigem Querschnitt, am Herde 176, am entgegengesetzten Ende oben 124 cm breit, am Boden 63 cm lang und 39 cm tief, mit Abstichrinne; Rost 44 cm und Feuerbrücke 44 cm breit.

Freiberg.

Freiberg.[4]) Einsetzen der Werkbleischeiben mit etwa 0.5 Proc. Cu (S. 97) auf die hohe Kante in den Herd des mit einer Arbeitsthür auf jeder Seite versehenen Saigerflammofens (Fig. 151 c), indem man den Herdraum bis zu 1 m von der Feuerbrücke

Fig. 76.



möglichst füllt. Nachdem das Blei (z. B. 60 Scheiben à 25 kg) bei gelinder Feuerung mit Unterwind eingeschmolzen und das ausgesaigerte Blei in den Sumpf gelaufen ist,

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 129. 2) B. u. h. Ztg. 1878, S. 79. Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1880, S. 830. 3) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1876, S. 201. 4) Ann. d. min. 1875, Tome 7, p. 323.

zieht man die Dörner, wenn ihre Quantität hinreichend, in einen Hund, auf dessen Boden sich gewöhnlich noch etwas Blei ansammelt. Bei wenig Dörnern giebt man auf dieselben noch einmal eine Bleicharge, nimmt Probe und sticht dann das Blei, indem man einen den Stich verschliessenden lehmverschmierten Holzpflock mit einer glühenden Eisenstange zurückstösst, durch ein eisernes Gerinne in eine aufgehängte Kelle ab, von wo das Blei in terrassenförmig unter einander stehende Formen fliesst. Verbrauch von 4 hl schlechten Kohlen in 12 St. bei einem Durchsetzquantum von 12 000 kg. Das Saigerblei kommt zur Raffination im Flammofen, die Dörner zum Erzschmelzen. (Das Saigern von Hartblei geschieht ähnlich, nur bei höherer Temperatur.) 3250 kg Werkblei liefern etwa 3170 kg Saigerblei, welches bis etwa 0.075 Proc. Cu und 55—75 Pfdthle. Ag enthält. Man gewinnt 4—5 Proc. des vorgelaufenen Werkbleies an Dörnern mit 15 Proc. Cu und 30—30 Pfdthln. Ag, welche zum Erz- und Bleischlackenschmelzen gehen. Das Werkblei mit etwa 5 Proc. Unreinigkeiten giebt Saigerblei mit z. B. 0.032 Cu, 0.560 As, 0.710 Sb, 0.780 Sn, 0.070 Bi, 0.006 Ni, 0.760 Ag, Spr. Fe und Zn; Zusammensetzung von Saigerdörnern: 28.78 Cu, 4.93 As, 4.26 Sb, 1.82 Sn, 4.58 Fe, 0.42 Zn, 2.72 Ni, 0.29 Ag, 14.38 Pb, 8.58 S.

Unterharz. Saigern von Unterharzer Werkbleien, wodurch man die Treibarbeit abkürzt und reinere Handelsproducte erzielt; Absaigern von Oberharzer kupferhaltigem Hartblei (S. 113).

Schemnitz. In Schemnitz[1]) hat man das Saigern mit einem Polen combinirt (S. 119).

Kapnik. Kapniker Blei enthielt vor der Saigerung 0.53 Cu und nach derselben 0.12 Proc. Reich[2]) fand beim Saigern kupferhaltigen Bleies im Rückstande 5 Proc., im flüssigen Theile 0.08 Proc. Kupfer, beim abermaligen Saigern des Rückstandes resp. 20 und 0.4 Proc.

Oxydirendes Schmelzen. d) Oxydirendes Schmelzen im Flammofen. Grössere Mengen von Antimon und Arsen, z. B. in Hartbleien, lassen sich nur durch anhaltendes Erhitzen in der Rothgluth unter wiederholtem Abziehen der Krätzen hinreichend entfernen, indem die Entstehung von antimon- und arsensaurem Bleioxyd die Oxydation ersterer begünstigt. Treibt man die Temperatur bis zum Schmelzen der Krätze (Abstrich), so wird die Bleiverflüchtigung grösser, wie das Abtreiben[3]) des Werkbleies zeigt. Bleie mit mehr als 5 Proc. Antimon und Arsen erfordern beispielsweise zur Raffination zwei Tage und darüber. Sehr antimon-, namentlich aber arsenhaltige Bleie bedürfen der Zuführung von Gebläseluft. Kupfer bleibt um so mehr im Blei zurück, je höher die Temperatur. Heisse Luft[4]) wirkt zwar energischer als kalte, oxydirt aber auch viel Blei. Nach Sièger[5]) sollen beim Raffiniren im Flammofen weniger Oxyde und Bleiverluste als beim Wasserdampfverfahren entstehen.

Raffinir-öfen. Die zum Raffiniren angewandten Flammöfen haben bei unreineren Bleien einen mehr flachen Herd, bei reineren einen vertiefteren, und zwar besteht derselbe entweder aus einer flachen gusseisernen Pfanne (England u. s. w.), aus einem ummauerten Pattinson'schen Kessel (Rotherhitte bei London) oder einem mit einer muldenförmigen Eisenblechplatte ausgekleideten Herde (Fig. 77) von 0.25—0.30 m Tiefe und 0.15—0.20 m Bassinhöhe. Das Eisen wird nur wenig angegriffen, wenn die Hitze nicht zu hoch und nicht zu viel Schwefel, Antimon und Arsen vorhanden. Letzteren Falls empfehlen sich Herde aus feuerfester Masse (Chamotte in Freiberg, sandigthonige Masse mit Bleischlacken imprägnirt, Ziegelmauerung in Bleiberg und Holzappel, in Marseille grosse Platten von Sandstein, Lava oder vul-

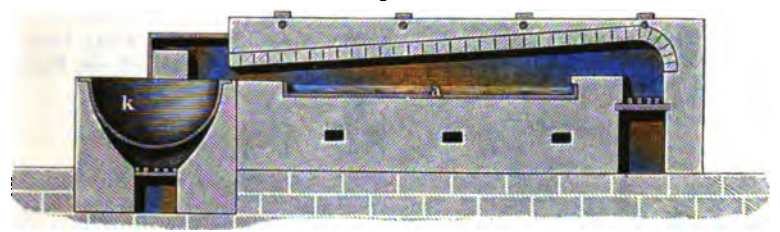
---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 319. 2) Erdm. J. f. pr. Ch. 78, 35. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 313. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 399. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 79.

kanischem Tuff). Die Oefen haben seltener zwei einander gegenüber liegende Feuerungen[1]) (Panther Bleiwerk in Bristol, Stolberg), als eine solche und werden zweckmässig mit Unterwind versehen (Freiberg). Zuweilen ist der Herd mit einer beweglichen eisernen Kuppel überdeckt (Freiberg, Fig. 151 a).

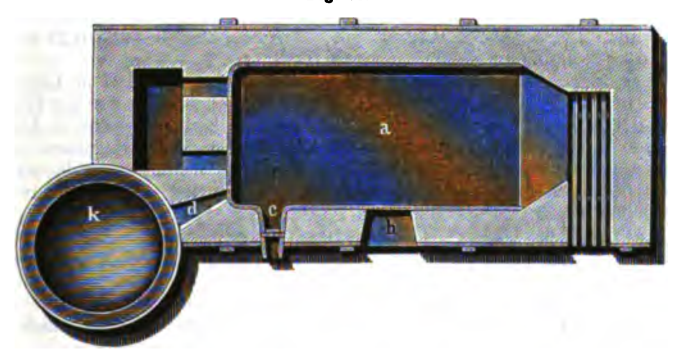
Ein Ofen mit eiserner Pfanne hat nachstehende Construction (Fig. 77, 78). *a* Pfanne, auf Mauerwerk und Sand ruhend, mit Rost an der einen kurzen Seite. Beispiel.

Fig. 77.



b Arbeitsthür, durch welche die Krätzen ausgezogen werden. *c* Stichöffnung, mit einem eisernen, wohl durch ein Hebelwerk angedrückten Pfropf oder mittelst an-

Fig. 78.



gefeuchteter Knochenasche geschlossen. *k* Kessel zum Einschmelzen sehr unreinen Bleies, welches nach Entfernung der Schlicker durch die eiserne Rinne *d* in die Pfanne gebracht wird. Reinere Bleie setzt man direct in letztere ein.

Man schmilzt das Blei langsam bei mässiger Temperatur ein, zieht die kupferreiche metallische Decke (Schlicker) ab, lässt anhaltend bei nicht bis zur Rothgluth steigender Temperatur, öfterem Abziehen der Oxyde und fleissigem Umrühren des Bleies die Luft anhaltend (je nach dem Antimon- und Arsengehalte einige Stunden bis mehrere Tage) einwirken, bis nur noch schwache Ausscheidungen erfolgen und beim Zurückschieben derselben das Blei Regenbogenfarben oder die S. 117 angegebenen Kennzeichen zeigt. Raffinirverfahren.

Das Blei wird entweder in einen Kessel abgelassen und aus diesem in Formen ausgekellt oder zweckmässiger aus dem Sumpfe in eine an einer Kette bewegliche Kelle mit Rinne abgestochen, welche über die Producte.

---

1) Kerl, Met. 2, 282.

kreisförmig aufgestellten, mit Kalkmilch ausgestrichenen Formen hin geführt wird (Freiberg[1]), Stolberg, Holzappel). Zweckmässig befindet sich zum Ablassen des Bleies aus dem Raffinirofen vor der Ausflussöffnung ein Hebelschieber (Stolberg, Holzappel). Die Krätzen vom Einschmelzen des Bleies (Schlicker) werden meist im Raffinirofen gesaigert, das davon erfolgende Blei raffinirt, die durch Oxydation entstandenen Krätzen meist gefrischt, das erfolgende Hartblei raffinirt und die antimonreiche Frischschlacke auf eigentliches Hartblei verschmolzen.

Nach Richardson[2]) soll ein Zuschlag von einigen Procenten Soda beim Reduciren der Krätzen die Antimonreduction begünstigen, und es enthielt ein Krätzblei ohne (a) und mit diesem Zusatze (b):

	a	b
Blei	82.88	58.70
Antimon . . .	16.09	40.66
Kupfer . . .	0.68	0.32
Eisen	0.35	0.32

Schon vor längerer Zeit (1846) ist empfohlen worden, aus Bleikrätzen durch Zusammenschmelzen derselben mit Chlorblei ein gutes Blei darzustellen, indem schon in der Schmelzhitze des letzteren die Unreinigkeiten grösstentheils in die Schlacke gehen. Auch verhütet ein solcher Zusatz die Entstehung einer Bleihaut beim Einschmelzen des Bleies.

Beispiele. England. Raffiniren im Zugflammofen. England.[3]) Gusseiserne Pfanne von 2.5—3.2 m Länge, 1.57—1.88 m Breite und 0.26 m Tiefe, Gewölbhöhe bei der Feuerbrücke über dem Pfannenboden 0.42 m, am entgegengesetzten Ende 0.21 m, Einsatz 8128—11 170 kg. Zeitdauer ein bis mehrere Tage.

Stolberg. Stolberg. Früher Herdpfanne mit zwei Feuerungen von 2.97 m Länge, 1.92 m Breite, 0.143 m Tiefe. Höhe des Gewölbes über dem Pfannenboden vor der Feuerbrücke 0.575 m, in der Mitte 0.68 m; Feuerungsraum 2.197 m lang und 0.68 m breit. Einschmelzen von 3500—4000 kg, Abscheiden des Bleidreckes unter Einrühren von Steinkohlengrus, Abnehmen des trockenen, pulverigen Krätzes mittelst durchlöcherter Kelle, 10stündige Oxydation bei öfterer Entfernung der Krätzen. 3750 kg erfordern in 12 St. 5 Scheffel à 275 l Steinkohlen und geben 4 Proc. Bleidreck.

Freiberg. Raffiniren im Gebläseflammofen. Freiberg.[4]) Aelterer Ofen mit 2.831 m langer, mitten 1.982 m und an der Feuerbrücke 1.227 m breiter Eisenpfanne fasst 5000 kg; neuerer Ofen (Fig. 151a) mit 33 cm dickem Chamotteherde, welcher auf einer 5—10 cm starken Lehmschicht und diese auf einer Eisenplatte ruht. Düsen zu beiden Seiten der durch Luft gekühlten Feuerbrücke. Einsatz 6000 kg, nach dem Einschmelzen noch zweimal Zusatz von je 10 000 und 5000 kg, rasches Einschmelzen, Abziehen des zinnhaltigen Abstriches mit Eisenkrücke, Anlassen nur einer Düse auf das dunkelrothglühende Bleibad, zugleich stärkerer Unterwind zur Erzielung höherer Temperatur, dann auch der anderen Düse, wenn der Ofen in Hitze gekommen, Abziehen des Abstriches mit einem angespiessten Streichholze, bis grünlich-gelbe Glätte kommt, dann Einstecken eines gekrümmten Eisenrohres etwa auf zwei Drittel ins Blei und Einführen etwa 15 Min. lang von Wasserdampf, hierauf Kühlenlassen des Bleies etwa 1 St., damit es rascher in den Formen erstarrt und nicht zu viele von letzteren erforderlich sind; es stehen 3 Reihen unter einander, welche aus einer beweglichen Kelle gefüllt werden. Verbrauch von 7 hl Braunkohle und 3 hl Kalkkohle. Als Producte erfolgen: a) erster ungeschmolzener zinnhaltiger Abstrich, vor dem Anlassen des Gebläses entstanden, gelblich, mit bis 12 Proc. Sn, 3 Proc. Pb und 1.4 Proc. As; bildet beim Erzschmelzen 3 Proc. des Vorlaufens. b) Zweiter Abstrich, arsenreicher, hell- bis dunkelgelb, mit 8.5 Sb, 8.9 Sn und 8.7 As, bildet 5.3 Proc. des Vorlaufens. c) Dritter Abstrich, schwarz-grün, mit 6.7 Sb, 1.3 Sn und 4.4 As, bildet 5.7 Proc. des Vorlaufens. d) Vierter Abstrich, Glätte, mit 5.1 Sb, 0.4 Sn und 2 As, bildet nur 2.5 Proc. des Vorlaufens. Ausbringen 84 Proc. Silbergehalt des raffinirten Werkbleies 50 bis 70 Pfdthle. Abstrich a—c wird einzeln für sich gehalten, zerstossen, mit 6 Proc.

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 423, Taf. 10, Fig. 25; 1870, S. 127. 2) Percy-Rammelsberg Bleih. S. 307. 3) Kerl, Met. 2, 280. 4) Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 137. B. u. h. Ztg. 1865, S. 422. Ann. d. min. 1875 Taf. 7, p. 327.

Braun- und Steinkohle gemengt und im Bleiraffinirofen eingeschmolzen, wobei entsilberter Abstrich und Werkblei erfolgen, welch ersterer im 8förmigen Schachtofen (S. 97) mit 100—150 Proc. armen Schlacken, 50 Proc. eigenen Schlacken und 20 Proc. Kalk verschmolzen wird auf Blei mit 18 Proc. Sn, 10 Proc. Sb und 2 Proc. As, welches gesaigert und gepolt Handelsblei giebt. Behufs Darstellung von Hartblei werden die antimonreicheren Abstriche mit 100 Proc. eigenen Schlacken und 10 Proc. Kalk verschmolzen auf Hartblei, welches ebenfalls gesaigert und gepolt wird und dann enthält: 10 Proc. Sb, 3 Proc. As und 1 Proc. Sn. Durchsetzquantum im Schachtofen täglich 5000—7500 kg. Zeitdauer bei Raffination von Frischblei aus Glätte 4 bis 5 St., bei Werkblei 10—12 St., bei Hartblei bis 60 St. und mehr. Freiberger Schlackenblei (a) zeigte in den verschiedenen Perioden des Raffinirens nach 6 St. (b), nach 14 St. (c), nach 19 St. (d) folgende Zusammensetzung:

	Pb	Cu	Fe	Ni	Sb	As	S	Sp. Gew.
a.	92.41	0.18	0.04	Spr.	5.54	1.64	0.13	10.787
b.	—	—	0.016	0.08	—	—	—	10.987
c.	97.56	0.44	0.03	0.03	0.74	0.56	—	11.162
d.	98.68	0.54	0.03	0.04	0.06	0.05	0	11.340.

e) Schmelzen mit Reagentien, und zwar

Schmelzen mit Reagentien.

α) Im Schachtofen mit Puddelschlacken oder basischen Bleischlacken mit oder ohne Zuschlag von Sand.

Schlacken.

Dieses von Flach[1]) angegebene Verfahren wurde früher zu Mechernich zur Raffination des bei der Entsilberung des Werkbleies durch Zink erfolgenden zinkischen Armbleies angewandt, indem sich dabei das Zink theils verflüchtigte, theils verschlackte, ist aber dem Dampfverfahren (S. 120) gewichen, bei welchem man an Arbeitslöhnen spart und nickel- und antimonfreies Blei erhält. — Zu Call werden die von der Reinigung des zinkhaltigen Armbleies mittelst Chlorverbindungen (S. 128) erhaltenen Salzschlacken, deren Behandlung auf nassem Wege[2]) nicht verkäufliches Chlorzink lieferte, gemeinschaftlich mit antimonhaltigen Abfällen, welche von der Durcharbeitung des antimonhaltigen Bleies mit Kalk (S. 128) erfolgen, im Schachtofen mit Eisenschlacken auf zinkarmes Hartblei mit 2—3 Proc. Antimon durchgesetzt, welches nach abermaliger Behandlung mit Kalk walzbares Blei und antimonreiche Krätzen giebt. Diese im Schachtofen wiederum verschmolzen liefern Blei mit 10—14 Proc. Antimon, welches nach der Raffination mit $^1/_2$ Proc. Natronsalpeter[3]) gutes Letternmetall mit 10—12 Proc. Antimon giebt. Durch Schmelzen mit Puddelschlacken und Sand, dann durch Polen raffinirtes Blei von Burgfeyer Hütte (Commern) enthielt 0.002 Sb, 0.006 Cu, 0.004 Fe, 0.003 Zn, 0.0009 Ag.

Oxydationsmittel.

β) Mit Oxydationsmitteln.[4]) Kräftige Oxydationsmittel (Salpeter, Bleisulfat, Bleiglätte) begünstigen zwar die Oxydation der Unreinigkeiten, aber auch diejenige des Bleies.

Zu Call[5]) ist in einem Pattinsonkessel eingeschmolzenes Hartblei (s. oben) mit $^1/_2$ Proc. Natronsalpeter und mit Aetznatron behandelt und zu Braubach rührt man in rothglühendes Blei von der Zinkentsilberung, nachdem dasselbe in einem Flammofen mit 1.255 m weitem und 0.628 m tiefen Herde eingeschmolzen und gepolt worden, Bleiglätte ein, bis sich kein Zinkspiegel mehr zeigt. Schwefelsaures Bleioxyd soll in Schmelzhitze Antimon unter Entwickelung von schwefliger Säure oxydiren.

Chlorationsmittel.

γ) Mit Chlorationsmitteln. Zur Raffination des bei der Zinkentsilberung erfolgenden zinkischen Armbleies wandte man zuerst zu Call Chlorblei[6]) an, welches sich mit dem Zink zu Blei und Chlorzink umsetzt, später ein in ähnlicher Weise wirkendes, aber billigeres Gemenge von schwefelsaurem Bleioxyd und Seesalz[7]) oder

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312, 313; 1869, S. 218; 1870, S. 92. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 218; 1871, S. 424. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 4) Kerl, Met. 2, 285. Preuss. Ztschr. 17, 234. B. u. h. Ztg. 1870, S. 92. Oest. Ztschr. 1871, S. 228. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 312. 7) Ebend. 1868, S. 163; 1869, S. 218; 1871, S. 423.

Stassfurter Abraumsalz[1]), dann letzteres nur allein, indem durch dessen Gehalt an Chlormagnesium das für den Process erforderliche Chlor geliefert wird, auch See- oder Kochsalz[2]) allein, aus welchem durch Oxydation gebildetes Bleioxyd unter Erzeugung von Bleioxydnatron Chlor frei macht.

Man rührt diese Reagentien von Zeit zu Zeit mit dem rothglühenden Metalle am besten in flachen Kesseln mit grosser Oberfläche (2.51 m Durchmesser und 0.576 m Tiefe) um oder polt damit und lässt diese Wirkung etwa 24 St. oder so lange stattfinden, bis eine ausgegossene Probe keinen Zinkfleck im Mittelpunkte der Probe oder keine Linie von eigenthümlicher und sehr kenntlicher Farbe mehr zeigt. Die schaumige, hauptsächlich neben Blei Chlorzink und schwefelsaures Natron enthaltende Schlacke wird in oben angegebener Weise (S. 127) verarbeitet oder bei einem Schmelzprocesse zugefügt. (Antimon lässt sich auf diese Weise nur unvollständig entfernen, weshalb es noch einer weiteren Behandlung des antimonhaltigen Bleies bei Luftzutritt oder mit Kalk[3]) bedarf.)

Beispiele. Während dieses Verfahren für aus der Zinkentsilberung (S. 120) stammende Bleie unter Anderem zu Call[4]) ausgeführt worden, ist dasselbe meist durch das Wasserdampfverfahren (S. 120) mit besserem ökonomischen Erfolge und Ersparung an Zeit ersetzt (Oberharz, Mechernich, Stolberg u. s. w.). Bei Versuchen auf dem Oberharze (S. 119) erwies sich das Polen allein in ökonomischer Hinsicht vortheilhafter, als die gleichzeitige Anwendung von Chlorverbindungen, und noch zweckmässiger als dieses das Wasserdampfverfahren.

Bleianalysen[5]):

	a	b	c	d	e	f	g
Antimon .	0.046	0.003	0.0016—0.0008	0.0036	0.0020	0.0028	0.0003—0.0009
Kupfer .	0.008	0.007	0.0004—0.0005	0.0021	0.0029	0.0021	0.0009—0.039
Eisen . .	0.004	0.005	0.0019—0.0023	0.0012	0,0023	0.0179	0.0014—0.0132
Zink . .	0.777	0.003	—	0.0008	0.0009	Spr.	0.0002—0.0007
Wismuth	—	—	0.0023—0.0024	0.0006	0.0008	—	—
Thallium .	—	—	0.0003	—	—	—	—
Silber . .	0.00062	0.00062	0.0005	0.0006	0.0005	—	—

a—e. Von Call: a. Entsilbertes zinkhaltiges Armblei. b. Mittelst Chlorbleies und Kalkes raffinirt. c. Mittelst schwefelsauren Bleies und Kochsalzes raffinirt. d und e. Neuere Bleianalysen. — f. Von Pirath und Jung's Hütte bei Commern, mittelst Kochsalzes raffinirt. g. Von Tarnowitz, mit Stassfurter Abraumsalz raffinirt.

Sonstige Reagentien. δ) Sonstige Reagentien. Es sind noch in Anwendung zur Bleiraffination oder dafür empfohlen: ungelöschter Kalk (S. 128), welcher sich beim Umrühren mit Blei schwärzt und demselben Antimon entzieht (Call), Soda[6]) und Aetznatron (Payen's Natrometallurgie[7])), alkalische Bleichsalze, Eisenvitriol, ein Gemisch von saurem schwefelsauren Kali und Kochsalz[8]), Schwefelblei zur Abscheidung von Kupfer beim Zusammenschmelzen mit kupferhaltigem Blei u. A.

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 313; 1870, S. 92. 2) Ebend. 1868, S. 312. 3) Ebend. 1871, S. 433. 4) Ebend. 1868, S. 312, 313; 1871, S. 433. 5) Ebend. 1868, S. 312, 313; 1869, S. 218; 1870, S. 92. 6) Technologiste 25, 182. Dingl. 136, 147. 7) B. u. h. Ztg. 1874, S. 142, 236. 8) Watt, Diction. of Chemistry 3, 530. Wagn. Jahresb. 1868, S. 104.

II. KUPFER.

39. Kupfererze. Das Kupfer findet sich in seinen Erzen gediegen und an Schwefel, Antimon, Arsen oder Sauerstoff gebunden.[1]) Kupfervorkommen.

Der Verbindungszustand des Kupfers in den Erzen, sowie die Qualität und Quantität der fremden Beimengungen üben einen wesentlichen Einfluss aus auf das Verfahren bei der mechanischen Aufbereitung und hüttenmännischen Zugutemachung, sowie auf die Qualität des ausgebrachten Kupfers. So beeinträchtigen z. B. schon geringe Mengen von Sb, As und Bi die Festigkeit des Metalles; auch Ni und Co sind von Einfluss.[2]) Folgende Mineralien dienen hauptsächlich als Kupfererze.

1) Gediegen Kupfer.[3]) Theils in grösseren Stücken, theils in kleinen Körnern im Gemenge mit anderen Kupfererzen (Kupfersand, Kupferbarilla), bald mit Silber legirt, bald mit Krystallen von solchem gemengt (Obernsee). Gediegen Kupfer.

Vorkommen in Südamerika[4]) (Peru, Chili, Corocoro in Bolivia), Nordamerika[5]) (Obernsee, Minesota u. s. w), Ural[6]), Brasilien u. s. w. Dasselbe liefert ein ausgezeichnetes Handelskupfer. Die Silberkörner des Obernseekupfers bleiben bei der Aufbereitung vorwaltend im Schliege der ersten Stossherde und werden mit der Hand ausgelesen.

2) Geschwefelte Kupfererze. Werth.

Aus solchen wird das meiste Kupfer gewonnen und hängt dessen Werth von der An- oder Abwesenheit gewisser schädlicher Begleiter (Arsenkies, Fahlerz, Bournonit, Schwefelantimon, Wismuthverbindungen[7]) u. s. w.) ab; meist silberleer enthalten die Erze zuweilen einen gewinnungswürdigen Gold- und Silbergehalt (Siebenbürgen, Fahlun, Mansfeld, Rammelsberg), häufig aber nur beim Zusammenvorkommen mit Blei- oder Silbererzen (Oberharz, Freiberg, Ungarn). Durch eine Beimengung von Schwefelkies wird der Kupfergehalt zuweilen sehr herabgedrückt (Erze vom Ural 4, Altai 9 und aus Sibirien bis 16, Rammelsberg 4—8, Oberharz 4—28 Proc. Cu), seltener durch einen Erdengehalt (Kupferschiefer[8]), bituminöser Mergelschiefer, mit $1^1/_2$—3 Proc. Cu) in Mansfeld, Jauer, auch in Riechelsdorf, Seesen und Anhalt.

Es gehören hierher:

Kupferkies (Gelferz in Ungarn genannt) $Cu_2S, Fe_2S_3 = CuFeS_2$ mit 34.4 Cu, das verbreitetste Kupfererz, z. B. verhüttet in Norwegen, Schweden, Russland, Harz, Freiberg, Dillenburg, Ungarn, Mansfeld u. s. w. — Buntkupfererz $3Cu_2S + Fe_2S_3 = Cu_3FeS_3$ mit 55.6 Cu (nach Rammelsberg mit 56—70 Proc. Cu), meist mit Kupferkies und Kupferglanz gemengt (Cornwall, Monte Cattini in Toscana, Chili[9]) goldhaltig, New-Jersey u. s. w.). — Kupferglanz Cu_2S mit 79.8 Cu, Kupferkies.

1) Vorkommen der Erze in verschiedenen Ländern: Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris. Tom. V, p. 186. Kupfererze in Nordamerika: B. u. h. Ztg. 1873, S. 246, 257, 291, 305; 1877, S. 242. Preuss. Ztschr. Bd. 24 (Mosler). 2) Untersuchung der Kupfererze auf Verunreinigungen: B. u. h. Ztg. 1868, S. 93. 3) Wibel, das ged. Kupfer und das Rothkupfererz 1864. Entstehung in Hartmann's Allg. B. u. h. Ztg. 1863, S. 164. von Leonhardt's Jahrb. f. Mineralogie 1861, S. 513; B. u. h. Ztg. 1862, S. 121. Analysen: Erdm. J. 91, 47; B. u. h. Ztg. 1864, S. 168. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 93. 5) Kerl, Met. 2, 293. B. u. h. Ztg. 1871, S. 161, 370; 1872, S. 19; 1873, S. 247; 1876, S. 258. Hartm. Allg. B. u. h. Ztg. 1862, Nr. 4. von Leonhardt's Jahrb. f. Min. 1869, Hft. 1. Sillim. J., 2. Sér., 34, 112. Mosler, Kupferbergbau am Obernsee. Berlin, Ernst u. Korn 1877 (Preuss. Ztschr. 25, 27); Revue univers. 1878, sér. 2, Tom. 3, Nr. 2, p. 330 (Beco). Egleston, copper mining in Lake superior in Amer. Inst. of Min. Engin. Vol. 6; Journ. of Science, London 1874, Vol. 42, p. 162 (Crookes). 6) B. u. h. Ztg. 1866, S. 252. 7) Polyt. Centr. 1862, S. 410. 8) Senft, Synopsis der Mineralogie u. Geognosie, 2. Abthl., Geognosie. 1878, S. 916. 9) B. u. h. Ztg. 1877, S. 129.

seltener für sich, als im Gemenge mit Kupferkies und anderen Kupfererzen (Cornwall, Chili, Toscana u. s. w.).

Von untergeordneter Bedeutung sind Kupferindig, CuS mit 66.4 Cu (Chili, Insel Manilla[1])) und Silberkupferglanz $Cu_2S, Ag_2S = CuAgS$ mit 31.2 Cu und 53.1 Ag (Sibirien, Chili, Peru u. s. w.). — Wismuthkupfererze finden sich unter Anderem im Canton Wallis.[2])

Werth. 3) Antimon- und arsenhaltige Kupfererze.

Dieselben liefern minder gutes Handelskupfer, erhalten aber zuweilen einen höheren Werth durch einen grösseren Silber-, auch wohl Quecksilbergehalt (Fahlerze).

Fahlerz. Fahlerze $2(Cu_2S, Ag_2S)_4(Sb_2S_3, As_2S_3) + (FeS, ZnS, HgS)_4(Sb_2S_3, As_2S_3) = R_4Q_2S_7$, worin $R = Cu_2, Ag_2$, Fe, Zn, Hg u. s. w.; Q = Sb, As in sehr wechselnden Verhältnissen, mit 15—48 Cu, bis 30 und mehr Ag (Weissgiltig 18—31.8 Proc.) und 0—18 Hg; ohne Hg in Ungarn, Siegen, Andreasberg u. s. w., mit Hg in Ungarn, Nassau bei Roth, Tyrol, Toscana; selten mit Pb, Bi, Co und Ni.

Bournonit. Enargit. Untergeordnet: Bournonit $3Cu_2S, Sb_2S_3 + 2Pb_2S_3, Sb_2S_3 = PbCuSbS_3$ mit 13 Cu und 42.3 Pb, silberleer (Cornwall, Oberharz, Chili). — Enargit $3Cu_2S, As_2S_5 = Cu_3AsS_4$ mit 48.2 Cu (Peru, Insel Manilla, Mátraer Gruben und Parad in Ungarn, Matzenköpfl bei Brixlegg in Tyrol).

Werth. 4) Oxydirte Kupfererze.

Secundäre Bildungen aus geschwefelten Erzen und mit diesen häufig vorkommend; wegen ihrer Reinheit durch einfache Hüttenprocesse ein ausgezeichnetes Product liefernd; stets silberarm.

Rothkupfererz. Rothkupfererz Cu_2O mit 88.7 Cu, in Südaustralien, Peru, Spanien, Nordamerika (Obernsee, New-Jersey), Cornwall und Devonshire, Toskana, Venezuela[3]) u. s. w.

Untergeordnet: Kupferschwärze (Tenorit) CuO mit 79.8 Cu (Obernsee, Südaustralien). In der Kargalinskischen Steppe[4]) (Ural) finden sich Kieselkupfer, Malachit, Lasur, Kupferschwärze, Ziegelerz, Rothkupfererz, Volborthit nebst Buntkupfererz und Kupferglanz. Kupferschwärze von Lauterberg am Harze enthält 11.5 Proc. CuO, ferner Mn_2O_3, Fe_2O_3, H_2O.

Werth. 5) Kupfersalze.

Dieselben sind, wie die oxydischen Erze, secundären Ursprunges, bald ein ausgezeichnetes Product liefernd (Kupfercarbonate und Silicate, Atakamit, Kupfervitriol), bald ein minder tadelloses (phosphorsaures und arsensaures Kupferoxyd); selten gold- oder silberhaltig[5]) (Malachit und Lasur aus Algier, Lasur aus Spanien).

Malachit. Lasur. Kieselkupfer. Kupfergrün. Malachit $2CuO, CO_2 + H_2O = Cu_2CO_4 + H_2O$ mit 57.4 Cu (Ural[6]), Südaustralien, Südamerika, Irland, untergeordnet Stadtbergen, Rheinbreitenbach, Twiste). — Lasur $3CuO, 2CO_2 + H_2O = Cu_3C_2O_7 + H_2O$ mit 55.2 Cu (Chessy, Böhmen, Südaustralien, zu Kanmanton mit einem Antimon- und Wismuthgehalte). — Kupfervitriol $CuO, SO_3 + 5H_2O = CuSO_4 + 5H_2O$ mit 25.4 Cu (Ungarn, Anglesea, Irland, Rammelsberg). — Kieselkupfer als Dioptas $CuO, SiO_2 + H_2O = CuSiO_3 + H_2O$ mit 39.9 Cu und Kupfergrün $CuO, SiO_2 + 2H_2O = CuSiO_3 + 2H_2O$ mit 35.7 Cu (Ural, Süd- und Nordamerika). — Kupferpech- oder Ziegelerz, der Hauptsache nach ein Gemenge von Brauneisen-

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 37; 1866, S. 341. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 269, 285. 3) Dingl. 229, 561. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 141; 1868, S. 193. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 123. 6) B. u. h. Ztg. 1877, S. 287.

stein und Kupfersilicat (nach Anderen Gemenge von Kupferoxydul und Eisenoxydhydrat). — Atakamit $CuCl_2 + 3CuO + 3H_2O = Cu_4O_3Cl_2 + 3H_2O$ mit 59.4 Cu (Chili[1]), Südaustralien). — Kupferphosphat mit 50—60 Cu (Rheinbreitenbach, Chili, Bolivia, Ungarn); ein Phosphorgehalt wirkt in ähnlicher Weise schädlich, wie ein Antimon- und Arsengehalt. — Kupferarseniat mit 30—35 Cu (Chili). Atakamit. Phosphat. Arseniat.

40. Kupfergewinnungsmethoden.[2]) Es lassen sich unterscheiden:

1) Processe auf trockenem Wege. Für kupferreichere Erze, welche — und zwar sowohl geschwefelte und oxydirte Erze, als auch gediegen Kupfer — in Flammöfen (englischer Process) oder in Schachtöfen (deutscher oder schwedischer Process) zugute gemacht werden, seltener in Herdöfen (Japan, Indien). Trockene Processe.

Für Flammöfen sprechen: Vorhandensein von feuerfestem Ofenbaumaterial und billigem und gutem rohen Brennmateriale (auf 1 Theil Kupfer gehen 16—18 Theile Steinkohlen, und man braucht beim englischen Processe 3 Mal so viel Brennmaterial als beim deutschen); eine grössere Production (diese muss mindestens 1 000 000 kg jährlich sein, wenn der Flammofenbetrieb hinreichenden Nutzen abwerfen soll); variable Beschaffenheit der Erze[3]); unreinere Erze, welche durch die mögliche öftere Wiederholung der Steinconcentrationen und Schmelzungen, sowie passende Zuschläge die Darstellung eines reineren Kupfers zulassen; Erforderniss von weniger Zuschlägen und mindere Empfindlichkeit gegen ein Uebermass von Säure oder Basen, da die Schlacken ausgezogen werden und deshalb verschieden in ihrer Zusammensetzung sein können. Complicirter als der Schachtofenbetrieb, erfordert der Flammofenprocess eine grössere Anzahl Operationen, mehr Geschicklichkeit von Seiten der Arbeiter und meist theurere Apparate. — Der Schachtofen empfiehlt sich durch Einfachheit seiner Mittel, gute Nutzung der Materialien, namentlich auch gute Ausnutzung der Hitze, Geeignetheit für grössere und kleinere Productionen bei hinreichend billigem und gutem verkohlten Brennmateriale, bei ärmeren und reicheren Erzen, aber solchen von nicht sehr variirender Beschaffenheit, das Kupferausbringen ist rascher und die Schlacken sind ärmer, als beim Flammofenprocesse. Nach Gruner[4]) wurden z. B. in Procenten ausgenutzt von der ganzen Wärmemenge, die durch vollständige Verbrennung des Brennmateriales erzeugt wird: beim Bronzesteinschmelzen in Swansea 7.5 Proc., beim Steinschmelzen in Halbhohöfen zu Atvidaberg und in Mansfeld 25 Proc. — Zuweilen hat man einen combinirten Schacht- und Flammofenprocess in der Weise, dass das Erz- und Schwarzkupferschmelzen im Schachtofen erfolgt, indem die neueren, vielförmigen Rundöfen grosse Productionen und ärmere Schlacken geben, die Steinconcentration und das Raffiniren aber im Flammofen geschieht, weil bei ersterer weniger leicht Schwarzkupfer fällt und bei letzterem unter grosser Production gleich raffinirtes Kupfer sich erzielen lässt (Mansfeld, Freiberg, Oker, Swansea). Während der reine Flammofenprocess in Deutschland hauptsächlich wegen hoher Brennstoffpreise mit dem Schachtofen vielfach nicht hat concurriren können (Nassau, Elbuferkupferwerk), so hat derselbe lange in England bestanden, ist aber beim Erz- und Schwarzkupferschmelzen aus angegebenen Gründen mehrfach durch den Betrieb in Rundschachtöfen ersetzt (Swansea), während man in Deutschland dem englischen Processe den Flammofen beim Steinconcentriren und Kupferraffiniren entlehnt hat (Mansfeld, Oker, Freiberg). Auf den Mount Lincolnwerken zu Dudley in Colorado[5]) siegte der Flammofen hauptsächlich wegen Verwendbarkeit rohen Holzes, welches nur schlechte Kohlen für den Schachtofen giebt. Flammofenbetrieb. Schachtofenbetrieb. Combinirte Schacht- u. Flammofenproc.

2) Processe auf nassem Wege. Denselben werden unterworfen: in erster Linie arme oxydische Kupfererze in kieseliger, nicht Nasse Processe.

---

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 129. 2) Petitgand in Revue de l'exposit. de 1867 par Cuyper. Vol. 3, Nr. 6, p. 227. Chevallier, Exposit. univ. de 1867 à Paris. Vol. 5, p. 590. Literatur in Schubarth und Kerl's Repert. d. techn. Literatur, Artik. Kupfer. 3) Untersuchung der Kupfererze auf ihre Verunreinigungen (Nickel, Kobalt, Antimon, Arsen) in B. u. h. Ztg. 1868, S. 93 (auch 1866, S. 24). 4) B. u. h. Ztg. 1876, S. 92 (Dürre in Dingl. 220, 247). 5) B. u. h. Ztg. 1874, S. 427.

kalkiger Gangart, deren geringer Kupfergehalt sich beim Schmelzen unter bedeutendem Aufwande an Brennmaterial grossentheils verschlacken würde; zuweilen arme geschwefelte Erze, wenn der Schmelzprocess zu theuer kommt, z. B. bei theurem Brennmateriale, hohen Arbeitslöhnen, strengflüssigen Schlackenbildern (Quarz), welche bedeutende Zuschläge erfordern u. s. w.; endlich kupferreichere Erze und namentlich solche Zwischenproducte (Kupferleche, Schwarzkupfer), aus denen eine Gold- oder Silbergewinnung stattfinden soll.

Gewinnung von Nebenmetallen. Eine Gold- und Silbergewinnung, mag dieselbe auf trockenem oder nassem Wege, je nach der Höhe des Gehaltes direct aus dem Erze oder einem Zwischenproducte (Lech, Speise, Schwarzkupfer) geschehen, macht den Kupfergewinnungsprocess stets complicirter. Ein Quecksilbergehalt wird zuweilen beim Rösten auf einfache Weise nutzbar gemacht, während man bleiische Kupfererze immer erst auf Blei verschmilzt und dabei das Kupfer in einem der Kupferarbeit zu übergebenden Steine zu concentriren sucht.

Erster Theil. Trockene Processe.

I. Abtheilung.

Schachtofenbetrieb. (Deutscher Process.)

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

Theorie. **41. Allgemeines.** Der Kupfergewinnung aus geschwefelten Erzen liegt das chemische Verhalten zu Grunde, dass Kupfer zum Schwefel eine grössere und zum Sauerstoff eine geringere Verwandtschaft hat, als die dasselbe begleitenden Metalle (Eisen, Zink, Antimon, Arsen, Nickel, Kobalt, Blei, Wismuth u. s. w.), mit Ausnahme von Silber und Gold, welche wegen geringerer Verwandtschaft zu Sauerstoff dem Kupfer folgen.

Die Abscheidung dieser fremden Stoffe geschieht um so vollständiger, je grösser die Differenzen in diesen Verwandtschaftsgraden und je weniger das Kupfer geneigt ist, mit denselben sich zu legiren (Eisen, Zink und Blei lassen sich leicht entfernen, schwieriger Nickel und Kobalt, und geringe Mengen von Antimon und Arsen werden mit Hartnäckigkeit vom Kupfer zurückgehalten).

Rösten. Man verwandelt zunächst durch ein oxydirendes Rösten einen Theil der Schwefelmetalle in Oxyde, wobei sich gleichzeitig Sulfate erzeugen, ein Theil der Schwefelmetalle unzersetzt bleibt und Schwefel, Antimon, Arsen u. s. w. sich im oxydirten Zustande theilweise verflüchtigen (S. 70).

Durch Einmengen von Brennmaterial zwischen das Röstgut wird die Zersetzung gebildeter antimon- und arsensaurer Salze und somit die Entfernung des Arsens und Antimons begünstigt, desgleichen die Zerlegung solcher schwefelsaurer Salze, welche erst bei höherer Temperatur ihre Schwefelsäure abgeben, z. B. Zinkvitriol aus Zinkblende erzeugt.

Wird das Röstgut einem reducirenden[1]) und solvirenden Schmelzen (Rohschmelzen) mit passenden Zuschlägen bei einer gewissen, nicht zu hohen Temperatur im Schachtofen unterworfen, so reducirt sich zunächst, nachdem in oberen Ofentheilen Wasser, Kohlensäure, Bitumen u. s. w. ausgetrieben worden, das zum Sauerstoff am wenigsten verwandte Kupferoxyd zu metallischem Kupfer und die schwefelsauren Metallsalze zu Schwefelmetallen, welche gemeinschaftlich mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelungen, mit dem von höheren Schwefelungsstufen (Schwefelkies) entlassenen Schwefeldampf und aus verflüchtigter Schwefelsäure frei gewordenem Schwefel das metallische Kupfer wegen seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel aufnehmen und eine neue, kupferreichere Schwefelung, Rohstein, geben (vorwaltend Schwefelkupfer und Schwefeleisen, mit welchen aber geringe Mengen von Blei, Nickel, Kobalt, Zink, Silber, Arsen und Antimon im geschwefelten Zustande verbunden sein können). Dagegen werden die zum Sauerstoffe verwandteren fremden Metalle (Eisen, Zink, Kobalt u. s. w.) bei der betreffenden Temperatur aus ihren Oxyden nicht reducirt, sondern vereinigen sich mit dem Solvirungsmittel (Kieselsäure, sauren Schlacken und den beigemengten Erden) schon oberhalb der Form, vollständig aber erst vor derselben zu Erz- oder Rohschlacke. Roh-schmelzen.

So lange in der Beschickung noch mehr Schwefel vorhanden ist, als das ausgeschiedene metallische, vorhandenes oxydisches oder verschlacktes Kupfer zur Bildung von Cu_2S bedürfen, wird das Kupfer in dem Rohsteine angesammelt, da unter Anderem oxydirtes Kupfer und Schwefeleisen sich in Schwefelkupfer und oxydirtes Eisen umsetzen. Bei Mangel an Schwefel entsteht unter Kupferverschlackung unreines, mit grösseren Verlusten zu raffinirendes Schwarzkupfer neben Rohstein, weshalb man schwefelarme Erze ungeröstet verschmilzt (Balan[2])).

Bei einem grösseren Antimon- und Arsengehalte des Erzes werden die beim Rösten gebildeten antimon- und arsensauren Metalloxyde theilweise zu Antimon- und Arsenmetallen reducirt, welche mit den unzersetzt gebliebenen Arsen- und Antimonmetallen eine zur Reinigung des Steines beitragende Speise geben, aus welcher nutzbare Metalle (Gold, Silber, Kupfer) sich nur schwieriger abscheiden lassen. Der Rohstein wird geröstet und zwar bei hinreichendem Kupfergehalte und Abwesenheit von Antimon und Arsen so stark, dass der Schwefelgehalt bis auf geringe Mengen entfernt ist (Todtrösten) und das Röstgut im Wesentlichen die Oxyde von Kupfer, Eisen, Zink, Blei u. s. w. nebst geringen Mengen schwefelsaurer Salze enthält. Werden diese wiederum einem reducirenden und solvirenden Schmelzen bei einer nicht zu hohen Temperatur unterworfen, so reducirt sich Kupferoxyd nebst mehr oder weniger grossen Mengen anderer Oxyde und es entsteht ein unreines, äusserlich mit einer schwarzen Oxydhaut sich überziehendes Kupfer (Schwarzkupfer), über welchem sich eine dünne Lage Stein (Dünnstein) ablagert, welcher sich aus der geringen Menge unzersetzter und aus Sulfaten reducirter Schwefelmetalle gebildet Rohstein-röstung. Schwarz-kupfer-schmelzen.

1) Ledebur, Oxydation und Reduction in B. u. h. Ztg. 1879, S. 393, 404. 2) B. u. h. Ztg. 1877, S. 226.

Rohgaarmachen.

hat und meist wieder ins Steinrösten kommt. Das Schwarzkupfer wird zur weiteren Reinigung einem oxydirenden Schmelzen (Gaarmachen) unterworfen, wobei die fremden zum Sauerstoffe verwandteren Metalle sich oxydiren und zu einer mehr oder weniger geschmolzenen oder nur gefritteten Masse (Gaarschlacke, Gaarkrätz) sich vereinigen, aber auch, wenn erstere hinreichend abgeschieden werden sollen, sich etwas Kupfer in Oxydul verwandelt, welches theils in die Schlacke geht, theils in innigem Gemenge mit dem Kupfer bleibt und noch nicht geschmeidiges Gaarkupfer giebt. Damit dieses zur mechanischen Verarbeitung (Walzen, Drahtziehen u. s. w.) tauglich wird, muss ihm durch reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen) das Kupferoxydul entzogen werden und man erhält geschmeidiges, hammergaares Kupfer.

Hammergaarmachen.

Krätzschmelzen.

Die kupferhaltigen Abfälle (Krätzen) werden entweder bei passenden Arbeiten wieder zugeschlagen oder für sich verarbeitet, wobei man silber- und goldhaltige Producte von davon freien getrennt behandelt.

Modificationen.

Die auf den verschiedenen Hütten vorkommenden Modificationen dieses Processes können unter Anderem veranlasst werden:

Bei Antimon- u. Arsengehalt.

1) Durch einen Arsen- oder Antimongehalt oder beide.

Zur möglichsten Entfernung von Antimon und Arsen, welche schon in geringen Mengen das Kupfer brüchig machen, empfehlen sich folgende Mittel:

a) Einmengen von Kohle oder kohlenstoffhaltigen Substanzen beim Rösten zur Zerlegung gebildeter antimon- und arsensaurer Salze (z. B. bei Fahlerzen); Zusatz von Schwefelkies beim Rösten behufs Verflüchtigung des Arsens als Schwefelarsen, welche vollständiger sein kann, wie diejenige als schweflige Säure (Enargit auf der Insel Manilla[1])). Beim Zusammenschmelzen von Schwefelkupfer und Schwefelarsen entweicht ebenfalls Arsen.[2])

b) Schärfere Röstung oder reichlicher Zusatz von oxydischen Producten beim Rohschmelzen, wodurch der Fall von etwas speiseartigem Schwarzkupfer veranlasst wird, welches den grössten Theil des Arsens und Antimons aufnimmt, während der Rohstein reiner wird (Oker, Ural[3]), Ungarn[4])); oder Zusatz von reinem rohen Kiese (Glaubersalz, Sodarückständen) beim Verschmelzen des mit Kohle scharf gerösteten Erzes, wobei sich Schwefelarsen[5]) verflüchtigt. — Anwendung höherer und weiterer Oefen, weil die Verflüchtigung von Arsen und Antimon um so vollständiger stattfindet, je langsamer und bei je allmählicher steigender Temperatur die Reduction vor sich geht. — Ausscheidung von Antimon und Arsen nach Beudant[6]) und Benoit durch Zuschlag von Eisen und Blei beim Schmelzen.

c) Wiederholte schwache Röstungen und darauf folgende reducirend-solvirende Schmelzungen der Steine, woraus die Spur-, Concentrations- oder Mittelsteine hervorgehen, welche zuletzt todtgeröstet und auf Schwarzkupfer verschmolzen werden. Aus einem je späteren Steine dasselbe fällt, um so reiner ist es und um so geringer ist der Kupferverlust beim Gaarmachen. Man mengt bei diesen Röstungen zuweilen kohlehaltige Stoffe ein und sucht auch wohl einen Theil Arsen und Antimon beim Spuren absichtlich in einer Speise auszuscheiden (Ungarn[7])). Kräftig reinigend wirkt ein oxydirendes Schmelzen (Verblasen) der Leche oder Speisen bei Zutritt von Gebläseluft (Andreasberg[8]), Ungarn[9])).

d) Gaarmachen des Schwarzkupfers statt im kleinen Herde im Spleissofen; Zusatz von Dünnstein beim Gaarmachen zur Verflüchtigung von Schwefelarsen[10]), ferner von Blei unter gleichzeitigem Polen oder ohne solches; wiederholte Erzeu-

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 342. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 94. 3) von Tunner's Montanindustrie Russlands S. 87. 4) Oest. Ztschr. 1859, S. 282, 292. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 38, 40; 1866, S. 342, 350; 1867, S. 58. Kerl, Met. 2, 563. 6) Berggeist 1856, S. 237. 7) Oest. Ztschr. 1859, S. 292. 8) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 520, 691. 9) Oest. Ztschr. 1859, S. 325, 329. 10) B. u. h. Ztg. 1866, S. 351.

gung eines Ueberschusses von Kupferoxydul im Spleissofen und zuletzt Reduction desselben durch eingemengte Holzkohle (Ungarn[1])).

2) Durch einen Gehalt an Zinkblende, welche beim Rösten in schwierig zu zerlegendes Sulfat übergeht. **Bei Zinkblendegehalt.**

Das Sulfat reducirt sich beim Rohschmelzen theilweise zu Schwefelzink, welches zur Bildung kupferreicher Schlacken (Skumnas) Veranlassung giebt, wenn man das Sulfat beim Rösten nicht durch Einmengen von Kohle zerstört (Schweden[2])). Zinkoxyd wird theils verschlackt, theils reducirt und giebt dann zur Bildung von Ofenbrüchen Veranlassung.

3) Durch einen Gold- und Silbergehalt. **Bei Gold- und Silbergehalt.**

Dieser wird je nach dessen Grösse aus dem Erze, dem Steine oder Schwarzkupfer extrahirt.

4) Durch einen Kobalt- und Nickelgehalt. **Kobalt- und Nickelgehalt.**

Derselbe concentrirt sich zum Theil im Schwarzkupfer (Mansfeld, Mühlbach), erschwert dessen Gaarmachen und kann auf trockenem Wege nur unvollkommen, z. B. durch Blei, abgeschieden werden. Beim Zusammenschmelzen von Kupfer und nickelhaltigem Kupfersteine entsteht nickelhaltiges Kupfer und Kupfer geht statt des Nickels in den Stein.

5) Durch den Aggregatzustand der Erze. **Aggregatzustand.**

Dieser kann auf die Auswahl des Röstverfahrens influiren.

6) Durch Gewinnung von Nebenproducten, **Gewinnung von Nebenproducten.**

indem man beim Rösten Schwefel als solchen oder in Gestalt von schwefliger Säure[3]) nutzbar macht, auch wohl dabei Quecksilber gewinnt u. A.

7) Durch Einschieben von Flammofenarbeiten in den Schachtofenbetrieb (S. 131). **Flammofenarbeiten.**

Rösten von Steinen (seltener Erzen), Concentriren von Steinen und Raffiniren des Schwarzkupfers (Mansfeld, Freiberg), seltener Schwarzkupferschmelzen im Flammofen (Ungarn). Unter sonst gleichen Umständen liefert das Erzschmelzen im Schachtofen reinere Schlacken, und man erhält bei den Steinarbeiten darin rascher Schwarzkupfer.

Zur Abkürzung der Kupferhüttenprocesse sind unter Anderem folgende Vorschläge gemacht oder solche auch ausgeführt: **Abkürzung der Processe.**

a) Todtrösten der Erze (6—8maliges Rösten in Haufen oder Stadeln unter Einmengen von Kohle) und sofortiges reducirend-solvirendes Schmelzen derselben im Schachtofen auf Schwarzkupfer, wobei aber unter bedeutender Kupferverschlackung letzteres sehr unrein ausfällt und grössere Verluste beim Gaarmachen entstehen (nur bei sehr reinen reichen Erzen angewandt, z. B. zu Linz am Rhein[4]), oder bei veralteten Processen, wie nach der asiatischen Methode im Kaukasus[5]) bei Schlacken mit 2—3 Proc. Cu, allerdings bei geringerem Brennstoffaufwande). Durch schwächeres Rösten und Schmelzen auf Rohstein, der dann geröstet und wiederholt concentrirt werden kann, lassen sich die Unreinigkeiten allmählich, aber vollständiger entfernen und etwa verschlacktes Kupfer wird durch vorhandene Schwefelmetalle stets wieder geschwefelt. ($2 Cu_2O + 2 FeS + SiO_2 = 2 Cu_2S + Fe_2SiO_4$.) **Schwarzkupferschmelzen mit Erzen.**

b) Verarbeitung im Schachtofen erfolgter Kupfersteine im Flammofen in einer Tour zu Schwarz- und dann zu Raffinadkupfer. Beispiele: Verschmelzen von oxydischen Kupferschiefern zu Jauer (Schlesien) mit Sodarückständen im Rundofen auf Stein, Concentriren desselben im Flammofen, Silberextraction nach Ziervogel's Methode, Verschmelzen der Rückstände im Flammofen (wie in Mansfeld) mit **Raffinadkupfer gleich aus Lechen.**

---

1) Jahrb. d. k. k. geol. Reichsanst. 1858, S. 626. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 70, 71. 3) Bode, die Schwefelsäurefabrikation 1872: Benutzung von Rohstein, Spurstein und Schwefeleisen für die Schwefelsäurefabrikation S. 4, 83, 87, 89, 91. 4) Berggeist 1858, S. 651. 5) B. u. h. Ztg. 1879, S. 134.

10 Proc. Steinkohle und Quarz im Flammofen auf Schwarzkupfer und Raffination desselben; Verschmelzen der silberarmen Schlacken auf Schwarzkupfer, welches nickelhaltig sein kann. Nicht immer fällt das Raffinadkupfer so rein aus, wie bei getrennten Operationen.

Gebläseluft bei geschmolzenen Kupfersteinen.

c) Nach Jossa und Laletin[1]): Verschmelzen der Kupfererze in einem Flammofen auf Kupferstein, Bessemern desselben durch Einleiten von stark comprimirter Gebläseluft zur Erzeugung von Cu_2S, welches abzustechen und im mehrförmigen Spleissofen auf Schwarzkupfer mit 98 Proc. Cu zu verarbeiten ist. — Ein ähnliches Verfahren ist von Rittinger[2]) vorgeschlagen, nämlich Gebläseluft durch eine hohle Rührkrücke in geschmolzenen Kupferstein unter Aufstreuen von Quarz zur Verschlackung oxydirten Eisens einzuleiten. Nach Hollway[3]): Behandeln kiesiger Kupfererze in einer Bessemerbirne mit kieselsäurehaltigen Zuschlägen zur Erzeugung von Concentrationsstein und Benutzung der entwickelten schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung. — Nach Tessié du Motay[4]): Schmelzen des Erzes in einem aus zwei Schachtöfen mit communicirendem Canale bestehenden Apparate und Einleiten von Gebläseluft in die flüssige Masse, um einen reichen Kupferstein zu erhalten.

Schmelzen mit alkalischen Zuschlägen.

d) Nach Wagner[5]): oxydirendes Schmelzen der Kupfer- und Dünnsteine mit Salpeter zur Darstellung von Kupfer aus denselben. — Schmelzen des Kupfersteines nach Napier[6]) mit Aetzalkalien und Eisen zur Ausscheidung von Kupfer. Ein Zusatz von Eisen ist auch wohl für Fahlerze empfohlen, um Antimon und Arsen in einer Speise abzuscheiden.[7]) — Schmelzen armer Kupfererze nach Gurlt[8]) mit einem Gemenge von Magnesiumsulfat, Chlornatrium und Kohle. — Schmelzen von Kupferschiefern mit Sodarückständen zu Jauer.

1. Capitel. **Rösten der Kupfererze.**

Grad der Röstung.

42. Allgemeines. Der Grad der Röstung, welche die mehr oder weniger vollständige Umwandlung der Schwefelmetalle in Metalloxyde (S. 132), eine Entfernung von Bitumen (Kupferschiefer) und Wasser, ein Zusammenfritten von Kläre (Kupferschiefer) u. s. w. bezweckt, richtet sich hauptsächlich nach dem Schwefelgehalte und der Reinheit der Erze.

Von den am häufigsten vorkommenden Schwefelmetallen[9]) verwandelt sich am leichtesten Schwefeleisen in Oxyd, dann folgen der Reihe nach die Schwefelmetalle des Kupfers, Zinkes und Bleies (S. 70). Bei schwefelarmen Erzen (z. B. Fahlerzen, reinen Kupferkiesen) bedarf es gar keiner Röstung, sondern dieselben werden roh auf Rohstein verschmolzen (Kupfer- und Schwefelkiese mit $4^1/_2$ Proc. Cu zu Ahrn[10]) in Tyrol, nickelhaltiger Kupferkies zu Mühlbach[11]), Rammelsberger reiche Kupfererze mit 15—22 Proc. Cu). Schliegform bei geringem Schwefelgehalte (Ahrn), sowie das Decrepitiren der Stücke zu feinem Pulver (Rammelsberger Erz) erschwert die Röstung, und für die Schwefelsäurebereitung geben schwefelarme Erze zu verdünnte Röstgase. Diese Uebelstände hören beim Rammelsberger Erze auf, wenn der Kupferkies im Verhältniss zum Schwefelkies nicht eine gewisse Grenze, etwa 35 Proc. des letzteren, übersteigt.

Schwefelreichere Erze erfordern, damit nicht zu kupferarmer Rohstein erfolgt, eine öftere Röstung, als schwefelärmere (Unterharzer Erze mit 9 bis 15 Proc. Cu einmalige Röstung in Kilns bis auf etwa 10 Proc. S, Oberharzer Kupferkiese als Stücke und Schliege einmalige Röstung resp. im Kiesbrenner und Fortschaufelungsofen); bei sehr schwefelarmen Geschicken kann sich sogar ein Zuschlag von rohem Kiese (seltener Sodarückstände, Sulfate mit Kohle) empfehlen, um demnächst beim Schmelzen nicht gleich Schwarzkupfer zu erhalten.[12]) — Un-

---

1) Oest. Ztschr. 1868, Nr. 50. B. u. h. Ztg. 1871, S. 7. Berggeist 1868, Nr. 50. 2) Oest. Ztschr. 1871, Nr. 35. B. u. h. Ztg. 1872, S. 114. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 151, 157. Dingl. 232, 433; Iron 1879, Nr. 327. 4) Dingl. 199, 221. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 189. 6) London Journ. of arts V. 30, p. 110. 7) Mechan. Magaz. 56, 238. 8) D. R.-P. Nr. 8301 v. 2. Apr. 1879. 9) Röstverhalten der Schwefelmetalle in Plattner's Röstprocessen, Kupferkies S. 85 und 187. Bode, die Schwefelsäurefabrikation S. 63, 110. Allg. H. S. 17. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 403. 11) Oest. Ztschr. 1878, Nr. 37. 12) B. u. h. Ztg. 1866, S. 349.

reine Erze röstet man wohl schwächer, um ohne Schwarzkupferfall mehr Stein zu erhalten, bei dessen wiederholtem Rösten und Concentriren namentlich Arsen und Antimon[1]) Gelegenheit finden, verflüchtigt und verschlackt zu werden. Bei grösserem Antimon- und Arsengehalte empfiehlt es sich, durch stärkere Röstung auf die Bildung von etwas Schwarzkupfer hinzuwirken (S. 134). Zur Entfernung des Antimons und Arsens kann das Einmengen von Brennstoff (auch bei Zinkblende zweckmässig) und Schwefelkies beitragen (S. 134). Zur Beurtheilung des richtigen Röstgrades dient häufig der Kupfergehalt des erfolgenden Rohsteines (gewöhnlich mit 25—35, nicht über 40 Proc.). Bei zu weit getriebener Röstung fällt der Stein reicher aus, es pflegt sich dann mehr Kupfer zu verschlacken, und es kann gleichzeitig schon Schwarzkupfer entstehen; bei zu schwacher Röstung erfolgt ein kupferarmer Stein, welcher sich wegen geringeren specifischen Gewichtes weniger vollständig von der Schlacke sondert und zur Concentration umfangreichere kostspieligere Arbeiten erfordert. Beurtheilung des Röstgrades.

Beim Erhitzen von Schwefelkies unter Luftabschluss in einer Atmosphäre von Generatorgasen, welche viel Kohlenwasserstoffgas und freies Wasserstoffgas enthalten, entsteht Schwefelwasserstoff, welchen man zu Foldal[2]) in Norwegen zum Ausfällen des Kupfers aus seiner Lösung benutzt hat.

Bode[3]) hat für verschiedene geschwefelte Erze und Hüttenproducte die Verbrennungstemperaturen und die Mengen schwefliger Säure ermittelt, welche dieselben für die Schwefelsäuregewinnung zu geben vermögen: Verbrennungstemperaturen u. s. w. für Schwefelmetalle.

	a	b	c
Schwefelkies	2588° C.	1563° C.	8.93 Proc.
Magnetkies	2698° „	—	—
Einfach-Schwefeleisen	2725° „	—	7.62 „
Kupferkies	2425° „	—	—
Kupferglanz	1976° „	—	—
Zinkblende	2850° „	1712° „	—
Buntkupfererz	2246° „	—	—
Antimonglanz	2517° „	—	—
Mansfelder Kupferrohstein	2391° „	—	6.477 „
„ Spurstein	2161° „	—	—
„ Silberrohstein	2810° „	1887° „	—

a. Verbrennungswärme bei Zutritt der gerade erforderlichen Sauerstoffmenge. b. Verbrennungstemperaturen für den Fall, dass die Röstung der Condensation der schwefligen Säure zu Schwefelsäure vorangeht und die aus den Bleikammern austretenden Gase 6 Volumproc. freien Sauerstoff besitzen. c. Volumprocente schwefliger Säure in den Röstgasen bei Anwesenheit von 6 Volumproc. freiem Sauerstoffe. Nach Hollway entsteht in der Bessemerbirne (S. 136) durch Oxydation von Fe S eine Temperatur von 2225°, bei Zn S 1992°, bei Pb S 1863° C.

Die Rösttemperatur der Schwefelmetalle ist nicht mit der Entzündungstemperatur zu verwechseln, welch letztere bei den meisten Schwefelmetallen nicht hoch ist, z. B. für Schwefelkies Temperatur des verbrennenden Schwefels; Magnetkies, Bleiglanz und Kupferstein angehende Dunkelrothgluth; Zinkblende mässige Rothgluth; Speiskobalt angehende Rothgluth. Gleich beim Beginne der Röstung entstehen weisse Nebel von Schwefelsäure.[4]) Entzündungstemperatur.

43. Röstmethoden. Nachstehende Röstmethoden sind üblich:

1) Haufenröstung (Allg. H. S. 29, 209). Trotz der Unvollkommenheiten dieses Verfahrens (unvollkommene Ausnutzung der Wärme, unvollständige, von Witterungsverhältnissen abhängige Röstung, lange auf die Verzinsung des in den Erzen angelegten Capitales ungünstig wirkende Röstzeit, Erforderniss geräumiger Röstplätze, Entweichen von schwefliger Säure in die Luft u. s. w.), hat dasselbe eine allgemeinere Anwendung gefunden bei niedrigen Holzpreisen für schwefel- Vortheile u. Nachtheile.

1) Röstverhalten von Antimon- und Arsenmetallen in Plattner's Röstprocessen S. 149, 162, 252; Fahlerze S. 91. 2) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439; 1862, S. 129. Preuss. Ztschr. 14, 95. 3) Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 4, 63. 4) Kerpely, Fortschr. 5, 286.

reichere Kupfererze in Bruchstücken wegen rascher und billiger Herstellung der Röstvorrichtung, geringer Arbeitslöhne und des Nichterfordernisses einer vollständigen Abröstung.

Ersetzung durch Schachtöfen.

Neuerdings ist die Haufenröstung jedoch vielfach durch Schachtofenröstung ersetzt, wobei ganz wesentlich an Brennmaterial gespart, die Arbeit, allerdings unter Mehraufwand von Arbeitslöhnen, beschleunigt und die Nutzbarmachung der schwefeligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation ermöglicht wird (Ober- und Unterharz u. a.).

Einrichtung der Haufen.

Je nach ihrem Schwefel- oder Bitumengehalte (Kupferschiefer) erhalten die Erze eine mehr oder weniger starke Brennmaterialunterlage und werden ganz im Freien (früher am Unterharz) oder unter Bedachung geröstet (früher Oberharzer Kupferkiese und einmal im Freien geröstete Unterharzer Erze, Kiesschliege zu Agordo). Antimon-, arsen- und zinkblendehaltige Erze erfordern ein Einmengen von Brennmaterial (S. 134), Schliege bringt man bald auf die Sohle des Haufens, bald als Decke auf denselben oder mit Kalk, Mutterlauge u. s. w. eingebunden in denselben. Einer Silberverflüchtigung[1]) wirkt man durch eine starke Kläredecke, hinreichende Höhe der Haufen und dichtes Lagern nicht zu dicker Erzstücke entgegen.

Modificationen.

Beim Haufenrösten können nachstehende Modificationen vorkommen:

Ohne Schwefelgewinnung.

a) Rösten ohne Schwefelgewinnung. Bei schwefelärmeren Erzen ausgeführt entweder nur auf einer Unterlage von Brennmaterial (Oberharz, Mansfeld), oder bei gleichzeitiger Einmengung von solchem (Atvidaberg) oder auch von Schwefelkies behufs Austreibung eines Arsengehaltes (Manilla).

Beispiele. Oberharz.

Oberharz.[2]) Früher einmaliges Rösten von 108 000—117 000 kg Kupferkies mit 10—25, durchschnittlich 18 Proc. Kupfer in bedachten Haufen während 11 bis 13 Wochen mit 18 000—24 000 kg Rösteholz; neuerdings in Schachtöfen.

Mansfeld.

Mansfeld. Rösten der Kupferschiefer[3]) (weniger zur Entfernung des Schwefels, als zum Verbrennen des Bitumens, indem rohe Schiefer mehr Brennmaterial erfordern und strengflüssigere unreinere Schlacken geben wegen des darin feinvertheilten Kohlenstoffes, reich an mechanisch beigemengten Steinkörnern), statt früher in grossen Haufen (Allg. H. S. 212) von 400—500 Fuder à 3000 kg Inhalt, welche 6 Mon. rösteten; jetzt mit einem Kranz von Wellholz in langen schmalen Haufen[4]) von 80—200 Fuder Inhalt, welche bei gleichem Erfolge nur 4 Wochen brennen, wobei sich das Betriebscapital verringert und man nicht so hohe Schieferbestände zu halten braucht. Bei zu starkem Zuge entstehen unerwünschte Sinterungen, welche einen Zusatz von rohen Schiefern erfordern. Das Brennen der Schiefer in Schachtöfen[5]) war zu theuer und gab zu wenig Theerausbeute, während das Brennen der Schieferkläre (1500 kg in 24 Stunden) auf horizontalen Rosten in backofenförmigen Oefen von 1.26—2.51 m Weite und 628 mm Höhe mit zum Schornstein führendem Fuchse im Gewölbe Vortheile gewährt (rascheres Verschmelzen mit weniger Brennmaterial und bei besserem Schmelzgange). Zu Kupferkammer Anbatzen der Schieferkläre mit Theer, Pressen der Masse und Mitbrennen in Haufen für Stücke. Das Auffahren der Schiefer in schweren Wagen, wobei die Masse zusammengedrückt wird, ist durch das Auftragen durch besondere Arbeiter ersetzt. Brennverlust 11 Proc.

Atvidaberg.

Atvidaberg.[6]) Rösten von zinkblendehaltigem Kupferkiese und Skumnas (S. 135) unter Einmengung von Brennmaterial.

Manilla.

Manyacan auf Manilla.[7]) Rösten arsenreicher Erze in Haufen von 25 000 kg Inhalt (11 000 kg Enargit- und Kupferindigstuff, 11 000 kg Kiesstuff in abwechselnden

---

1) Kerl, Met. 1, 91; 2, 342. 2) Kerl, Met. 2, 443. 3) Kupferschieferbergbau in Preuss. Ztschr. Bd. 19, Lief. 4 u. 5. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 432; 1870, S. 425. 5) B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1869, S. 379, 433. 6) Kerl, Met. 2, 419. 7) B. u. h. Ztg. 1866, S. 341.

Lagen damit und als Decke 3000 kg Setzgraupen und Schlieg), 1 m hoch über der 20 cm hohen Holzlage, Röstdauer 5 Wochen, reichliche Entwickelung anfangs von Schwefelarsen, später von arseniger Säure.

Agordo.

Agordo.[1]) Kiesschliege mit etwa 2 Proc. Cu werden mit Eisenvitriolmutterlauge eingebunden und die getrockneten Stücke behufs Bildung von Eisen- und Kupfersulfat im bedachten Schuppen auf einer schwachen Holzlage in ähnlichen Haufen, wie am Unterharze, 8—9 Monate geröstet.

Mit Schwefelgewinnung.

b) Rösten mit Schwefelgewinnung (S. 135; Allg. H. S. 29, 211). Ein solches kommt bei an Schwefelkies reichen Erzen vor, welche bei dem beschränkten Luftzutritte Schwefeldampf entlassen, den man in Löchern auf der Oberfläche des Haufens zu flüssigem Schwefel verdichtet (Unterharz).

Zuweilen verbindet man damit eine Kernröstung (Allg. H. S. 29), wo dann bei sorgfältig bedeckten Haufen die Röstung verlängert wird (Agordo, Foldal). Bei diesem Kernrösten wird von Aussen nach Innen das Schwefeleisen immer mehr in Eisenoxyd zerlegt, während das unzersetzt bleibende Schwefelkupfer oder von den aufsteigenden Schwefeldämpfen oder von Schwefeleisen wieder geschwefeltes oxydirtes Kupfer mit dem, einem Kupfersteine ähnlichen Kerne zusammenschmilzt oder auf diesem einen Streifen bildet, welcher, von kupferkiesähnlicher Farbe, am reichsten an Schwefelkupfer ist (Fig. 79). Norwegische Erze mit 0.5—1 Proc. Cu geben Kerne mit 7—15 Proc. Cu, schwedische Erze mit 4—5 Proc. Cu einen Kern mit 14 und die darum liegende Schicht mit 20 Proc. Cu, während die äussere oxydirte Schale 3 Proc. Cu enthielt. Die Schwefelmenge in den Kernen ist bald grösser, bald kleiner, als zur Bildung von Cu_2S und einfachen Sulfureten erforderlich, so dass im ersteren Falle die Anwesenheit von Fe_2S_3 oder Schwefelkies, in letzterem von Fe_2S anzunehmen ist. Die angereicherten Partien enthalten gewöhnlich Cu_2S, FeS und Fe_2S.

Fig. 79.

a Eisenoxydkruste. *b* Schwefelkupfer mit wenig Schwefeleisen (Kupferstein). *c* Buntkupfererz. *d* Kupferkies. *e* roher Kern.

Beispiele. Unterharz.

Unterharz.[2]) Die 6 bis 8 Proc. Cu enthaltenden Erze wurden ähnlich wie die Bleierze (S. 72, Fig. 53) einmal in freien Haufen, dann noch zweimal in bedachten Haufen geröstet; Schwefelausbringen nur $^1/_3$ Proc. statt 14.5 Proc. Neuerdings Rösten in Schachtöfen unter bedeutender Ersparung an Brennmaterial und Nutzbarmachung einer grösseren Menge Schwefel für die Schwefelsäurebereitung.

Agordo.[3]) Rösten von Schwefelkiesen mit 2 Proc. Cu in quadratischen Haufen von 6 m unterer Seite, 4 m oberer Seite und 2.3 m Höhe mit 5—6 cbm Holz und Gewinnung von 0.002 Schwefel bei Kernröstung.

Vortheile u. Nachtheile.

2) Stadelröstung (Allg. H. S. 213). Dieselbe gewährt gegen Haufenröstung eine Ersparniss an Brennmaterial, vollständigere Röstung, höheres Schwefelausbringen und lässt weniger mechanische Verluste zu, namentlich bei Schliegen, erfordert aber mehr Arbeitslöhne. Es kann eine Gewinnung von Schwefel (auch wohl Quecksilber), sowie eine Kernröstung stattfinden. Das Erz erhält meist eine Unterlage von Holz bei Stadeln mit horizontaler Sohle (Fig. 55, S. 74), seltener

Einrichtung der Stadeln.

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 363. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse S. 71. 3) Kerl, Met. 1, 375. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Engin. and min. Journ., New-York 1872, Nr. 9.

verwendet man Stadeln mit geneigter Sohle bei Flammenfeuerung (Freiberger Röststadel, Fig. 56, 57, S. 74).

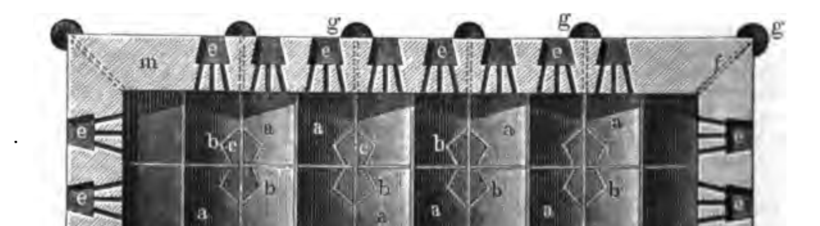
Ohne Schwefelgewinnung. a) Rösten ohne Schwefelgewinnung. Dies Verfahren weicht von dem der Bleierzröstung nicht ab (S. 73), sowohl bei Stadeln mit horizontaler Sohle (Oberharz, Rothenbacher Hütte), als mit geneigter Sohle und Flammenfeuerung (Freiberg).

Letztere gaben für Unterharzer Erze keine gleichmässige Röstung. Auf Rothenbacher Hütte werden Fahlerze in gewöhnlichen Stadeln geröstet (S. 93).

Mit Schwefelgewinnung. b) Rösten mit Schwefelgewinnung (Fahlun[1]), wobei auch eine Kernröstung (Agordo[2]), Wicklow[3]), Huelva[4])) stattfinden kann.

Beispiele. Agordo. Agordo. Kernrösten in steyerischen Stadeln *A* (Fig. 80, 81) von 17 m Länge, 4.3 m Breite und 2.5 m Höhe mit 1.58 m dicken Wänden *m*. Sohle aus

Fig. 80.



kleinen Pyramiden und Flächen *a* bestehend, mit Rinnen *b*, welche ausgesaigerten Schwefel in die Hauptrinnen *c* leiten, aus welchen derselbe durch Canäle *f* in Sümpfe *g* gelangt. *e* Schwefelkammern, in deren jede 9 Canäle die Schwefeldämpfe zur Condensation aus dem Innern abführen. Durch Oeffnungen unten in den Wänden tritt Luft in die Stadel. Erze mit 2 Proc. Cu geben 13—14 Proc. Kerne mit 4.5 Proc. Cu und 76 Proc. Rinden mit 1.3 Proc. Cu, welches auf nassem Wege gewonnen wird, und 0.2 bis 0.4 Proc. Schwefelausbringen. Der Kupfergehalt in den Kernen kann indess bedeutend steigen.

Fig. 81.



Huelva. Huelva in Spanien. (Fig. 82, 83.) *A* Doppelstadeln von 4 m Breite, 19 m Länge und 3 m Höhe bei 400 t Fassungsraum für Erze mit 2—4 Proc. Cu. *B* Eintrageöffnungen. *C* Erz auf einer Reisigunterlage. *E* Decke aus Grubenklein. *d* Züge zu den Canälen *a*, welche am entgegengesetzten Ende durch Züge mit den Canälen *b* communiciren, aus denen nicht Condensirtes in mit Schiebern bei *c* versehene Canäle *f*, aus diesen in die Kammer *g*, von da durch *h* in die Kammer *k* und aus dieser in den Schornstein *m* gelangt. *n* Thüren zum Ausräumen des Schwefels. Röstdauer 5 Monate.

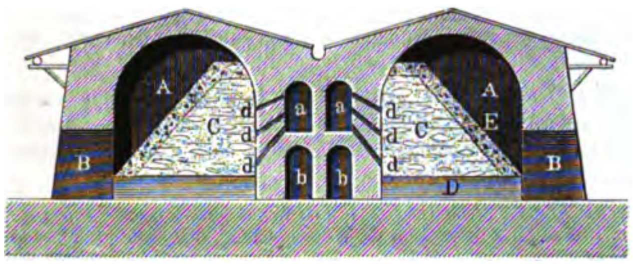
Böhmen. Böhmen. Böhmische Stadel *A* (Fig. 84), rings mit Mauern umgeben, deren eine mit verloren zugemauerter Arbeitsöffnung, 7.54 m lang und 5.65 m breit. *a* schräg ansteigende Sohle, mit Scheitholz bedeckt. *b* zur Schwefelcondensationskammer *B* führende Züge. *c*, *d*, *e* Condensationsräume. *f* niedriger Schornstein. *g* Luftzüge.

Mit Quecksilbergewinnung. c) Rösten mit Quecksilbergewinnung in Ungarn.[5]) Näheres darüber beim Quecksilber.

1) Kerl, Met. 2, 428. B. u. h. Ztg. 1867, S. 399. 2) Kerl, Met. 2, 436. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Berggeist 1869, Nr. 55. 3) B. u. h. Ztg. 1858, S. 25. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 202. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369.

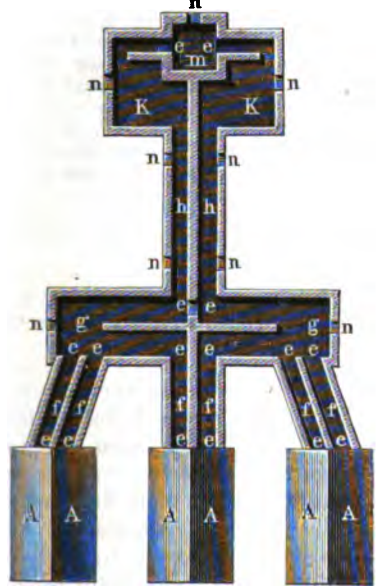
3) Schachtofenröstung (S. 75; Allg. H. S. 228). Dieselbe ist mehrfach an die Stelle der Haufen- und Stadelröstung getreten, um bei continuirlichem Betriebe, schnellerer Arbeit und vollständigerer Röstung Vortheile.

Fig. 82.



Brennmaterial zu sparen, die schweflige Säure von der Umgebung der Hüttenwerke abzuhalten und für die Schwefelsäurebereitung nutzbar zu machen (Ober- und Unterharz, Freiberg u. s. w.). Je nach der Korngrösse des Röstgutes (Bruchstücke, Graupen, Schliege) haben die Oefen eine abweichende Construction.

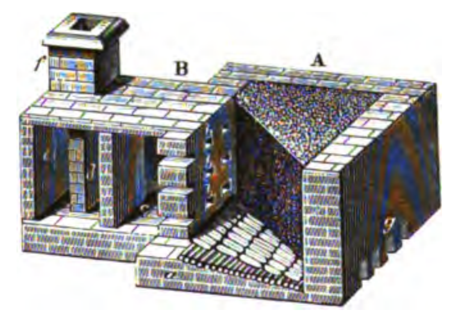
Fig. 83.



Wasserdämpfe[1]), sowie galvanische Ströme[2]) sind nicht bewährt gefunden.

a) Erze in Bruchstücken. Es gilt für die Röstung das S. 75 über die der Bleierze Mitgetheilte. Bruchstückröstung.

Fig. 84.



α) Schwefelreichere, leichtflüssigere Erze röstet man am zweckmässigsten in Kilns (S. 76, Fig. 58), nach oben erweiterten niedrigen Schachtöfen, indem man die Oxydationsluft auf die Oberfläche der zu röstenden Erze führt und dabei einer zu hohen Steigerung der Temperatur im Röstgute entgegenwirkt. Die Kilns sind dann meist ohne Rost (Fig. 58, S. 76), z. B. für die Unterharzer Kupfererze (S. 139).

---

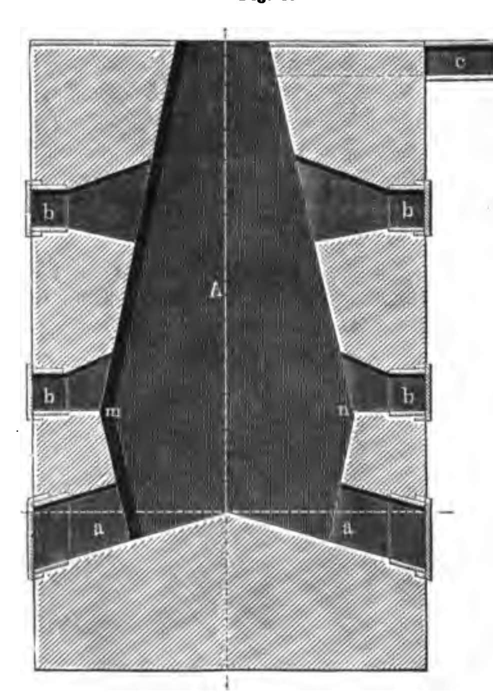
1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 138; 1861, S. 446. 2) B. u. h. Ztg. 1852, S. 302; 1854, S. 187.

Oker. Oker. Früher[1]) röstete man sämmtliche Kupfererze in Kilns (Fig. 58, S. 76) von 1.99 m Höhe, 1.26 m Weite oben und 0.63 m Weite unten; neuerdings[2]) werden die schwefelreicheren Kupfererze und Schwefelkiese von geringerer Korngrösse in Kiesbrennern (S. 142), die schwefelärmeren Erze (melirte Erze, reiche Kupfererze) in Kilns geröstet, deren jeder 5 sich etwas nach oben erweiternde Schächte von 1.46 m Weite und Länge bei 1.60 m Höhe enthält, die unter dem Gewölbe mit einander communiciren, soweit die Verbindung nicht durch Einschaltung des Salpetercanales unterbrochen ist. Höhe der Beschickungssäule 1.3 m über der Oberkante des Sattels auf der Sohle.

β) Schwefelärmere Erze (und Leche) erhalten einen höheren und geräumigeren prismatischen (Fig. 51, S. 62) oder nach oben zusammengezogenen Ofenschacht bei Zuführung der Oxydationsluft mehr von unten.

Freiberg. Ein Freiberger Kiln (Fig. 85) hat im Schachtraume *A* unten 1.26 m, im Bauche *m n* 1.57 m und oben 1.05 m Weite. Höhe des Kohlensackes *m n* über der Spitze der Sohle 1.02 m; ganze Höhe 3.45 m. *a* Auszieh- und Luftzuführungsöffnungen. *b* Arbeits- oder Räumöffnungen. *c* Canal zur Abführung der schwefligen Säure. Neuere Oefen[3]) *A* (Fig. 86, 87) haben für Leche bei 3.14 m Höhe 3.14 × 1.57 m Weite, für Stuffkiese 3.14 m Höhe und 2.20 × 1.57 m Weite, sowie am Boden einen Sattelrost *e* mit Canal *f* darunter zur Luftzuführung und zur Aufnahme der Kläre. *a* 2 Chargiröffnungen. *b* Räumöffnungen. *c* 3 Reihen Canäle, in jeder Reihe 3 kleinere Räumöffnungen. *d* 3 Ausziehöffnungen auf jeder Seite. *g* Canal zur Abführung der schwefligen Säure.

Fig. 85.



Oberharzer Kilns. Die Dimensionen derselben sind S. 62 angegeben.

Graupenröstöfen. b) Erze in Graupenform. Erze in Bohnen- bis Wallnussgrösse legen sich in Kilns zu dicht zusammen und hemmen den Zug, sind deshalb in Apparaten zu rösten, welche eine niedrigere Beschickungssäule zulassen; dann aber müssen die Erze hinreichend Schwefel enthalten, um bei einer solchen genügend fortzurösten. Als solche Apparate, welche theils in Stadeln, theils in Gefässöfen übergehen und eine Nutzung der schwefligen Säure zur Schwefelgewinnung gestatten, sind:

Kiesbrenner. *α*) Kiesbrenner.[4]) Niedrige gewölbte Räume mit einer Sohle

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 26 (Nachtrag). Muspratt, techn. Chem. 6, 204. B. u. h. Ztg. 1859, S. 363. Oest. Ztschr. 1871, Nr. 11 u. 12. 2) Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 2, Fig. 1—4. B. u. h. Ztg. 1876, S. 104. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 244. 4) Muspratt's techn. Chem. 3. Aufl., 6, 198. B. u. h. Ztg. 1871, S. 182; 1874, S. 423; 1877, S. 308; 1879, S. 164. Dingl. 227, 67 (Roststabform). Bode, Ueber den Gloverthurm, S. 19.

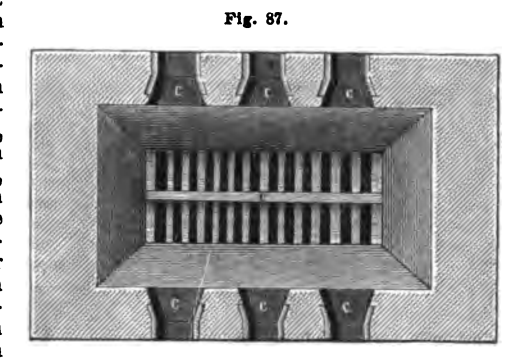
aus drehbaren Roststäben, welche man je nach der Korngrösse der Erze mehr oder weniger dicht zusammenlegt und auf denen dieselben etwa 40—60 cm hoch liegen. Durch Bewegen der Roststäbe einzeln oder sämmtlich zu gleicher Zeit (Walter's Ofen [1])) mittelst eines Schlüssels lassen sich die fertig gerösteten Erze (Abbrände) vom Herde so weit entfernen, dass noch genug zurückbleibt, um eine frische Erzlage zu entzünden. Die Wärme der entweichenden schwefeligen Säure benutzt man wohl zum Concentriren der Schwefelsäure in über dem Ofen aufgestellten Bleipfannen. Bei schwefelreichen Erzen empfehlen sich diese Apparate wegen leichter Arbeitsmanipulationen und gleichmässiger Abröstung.

Fig. 86.

Beispiele.

(Fig. 88, 89.) *A* Röstherd, 3.098 m lang und 1.255 m tief bei 3.2 qm Oberfläche. *a* einzeln drehbare Stäbe von elliptischem Querschnitte (74 × 40 mm). *b* Gewölbe, 1.31 m über dem Roste. *c* Oeffnung, 549 mm weit, zum Abzug der Gase unter den Schwefelsäure-Concentrationspfannen *B* und *C* hin, wo sich dann die Gase zweier Oefen nach dem Verlassen der Canäle *d* unterhalb des Steigrohres *e*, welches die Gase nach der Bleikammer führt, vereinigen. *f* Essenzug. — Mit dem Perret'schen Plattenofen ist auch ein Kiesbrenner verbunden (Fig. 91). — Zu Okerhütte [2]) besteht ein zu einem Schwefelsäure-Kammersysteme gehöriger Doppelkiesbrenner aus 8, zu je 4 neben einander liegenden Abtheilungen von 1.75 m Breite, 1.46 m Länge und 1 m Höhe in der Mitte. Je 2 gegenüber liegende Abtheilungen communiciren unterhalb des Gewölbes. Besetzen der Kiesbrenner mit Erzen von 3 cm Seite bei 470 mm Beschickungshöhe, wobei man aber nach dem Ziehen erst nach einigen Stunden wieder frisches Erz zugiebt, damit die durch das Drehen der Roststäbe eingetretene Auflockerung nicht gleich wieder beseitigt wird. Tägliches Durchsetzquantum 3500 kg oder 165 kg pro qm Rostfläche. Abröstung bis auf 10 Proc. Schwefel.

Fig. 87.



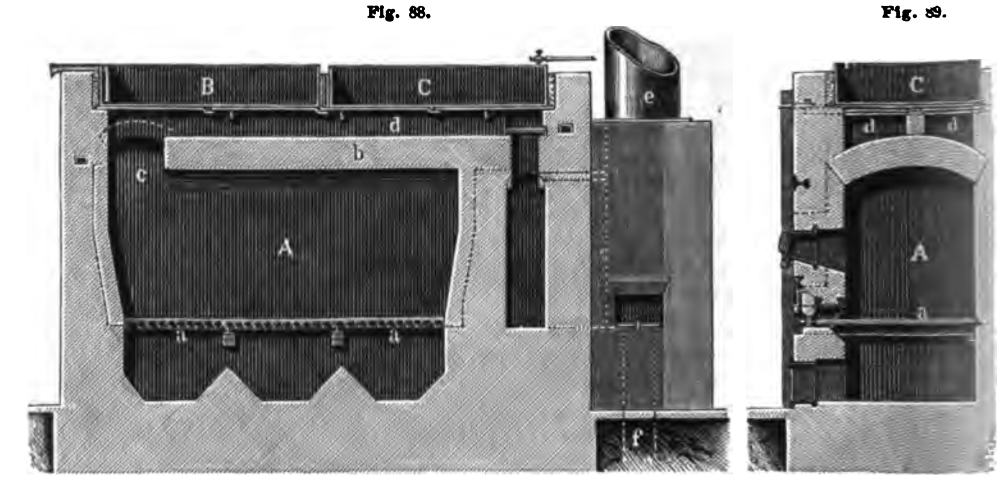
Platten-öfen.

β) Plattenöfen. Dieselben, auch für Schliege geeignet, enthalten in einem gewölbten Raume in Zwischenräumen über einander Thonplatten, welche zur Aufnahme der Erze in glühenden Zustand versetzt werden, wo dann letztere, einmal glühend geworden, ohne weiteres Brennmaterial von selbst fortrösten. Entweder brennen die Erze auf

1) Dingl. 212, 61; 214, 470. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 18, 555. 2) B. u. h. Ztg. 1876, S. 104. Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 2, Fig. 5—7.

den Platten, auf welche sie gegeben sind, aus (Ofen Perret-Ollivier[1])), oder sie werden durch passende Oeffnungen in den Platten von einer Etage auf die andere geschafft (Ofen von Maletras[2])), wodurch

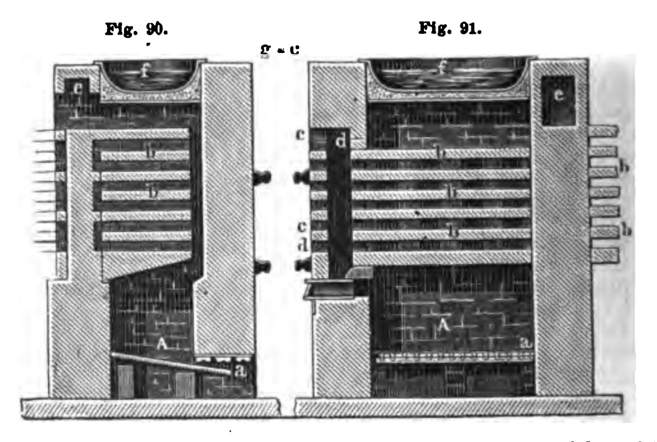
Fig. 88. Fig. 89.



aber Staub entsteht und unnöthige Arbeitskosten erwachsen. Zuweilen sind mit den Platten Kiesbrenner combinirt (Perret-Ollivier). Abröstung der Erze bis zu 1 Proc. Schwefel.

Beispiel. Ofen von Perret-Ollivier. (Fig. 90, 91.) *A* Kiesbrennerraum mit den beweglichen Roststäben *a*. *b* sechs Etagen zur Aufnahme von Graupen oder Schliegen.

Fig. 90. Fig. 91.



c Chargiröffnungen. *d* Schlitz, in welchem die Erze beim Ausziehen hinabfallen. *e* Fuchs zur Ableitung der Röstgase. *f* Bleipfanne zur Concentration der Kammersäure.

Modificationen. Zur Beschränkung der Handarbeit liessen Kerpely[3]) (1869) und Hasenclever-Helbig[4]) (1873) das Erz auf im Zickzack ge-

1) Bode, Schwefelsäurefabrikation S. 111. Dingl. 214, 470; 227, 70. B. u. h. Ztg. 1873, S. 407; 1875, S. 87. Polyt. Ctbl. 1873, S. 983. 2) Dingl. 214, 118, 470; 227, 70. 3) B. u. h. Ztg. 1873, S. 155. 4) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1870, S. 705; 1872, S. 505, 542; Bd. 16, S. 509; Bd. 19, S. 162. B. u. h. Ztg. 1871, S. 182; 1875, S. 15, 87. Dingl. 227, 70.

stellten Platten herabrutschen, letztere verbanden auch den Thurm mit einem Kiesbrenner (Fig. 92) und legten später unter Weglassung des letzteren behufs Erhöhung der Production mehrere Zickzackplatten-Systeme [1]) unter Anwendung von erwärmter Luft zusammen. Da leicht sinternde Erze auf den schrägen Platten hängen bleiben und der Thurm nicht immer die erforderliche Hitze hatte (Oker'sche Versuche [2])), so haben die zur Zeit mehrfach in Anwendung stehenden modificirten Hasenclever-Helbig'schen Oefen [3]) (Fig. 93, 94) einen von unten durch die abziehenden Feuergase geheizten geneigten Canal, der am unteren Ende mit einem Muffelraume und dieser wieder mit einem darunter liegenden Herde mit directer Feuerung verbunden ist. Während die Erze auf ihrem langen Wege und bei Eintritt in immer höhere Temperaturen sehr vollständig abrösten, lassen sich die Gase aus dem Canale und der Muffel zur Schwefelsäurebereitung benutzen, während die Gase vom unteren Herde, was ein Uebelstand, in die Esse entweichen.

Hasenclever-Helbig's älterer Ofen.

Hasenclever-Helbig's älterer Thurmofen (Fig. 92). *A* Aufgebetrichter für das auf den Platten *a*, *b*, *c*, *d*, *e* herabrutschende Erz, welches dann durch eine

Fig. 92.



Fig. 93.

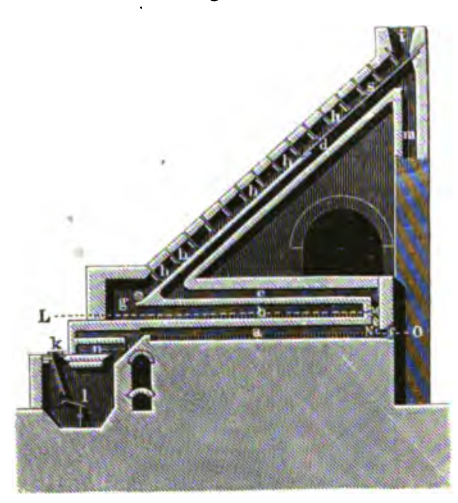
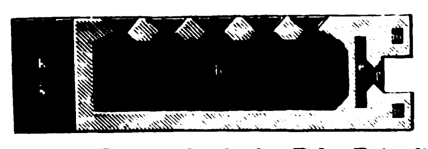


Fig. 94.



mittelst Wasserkraft ruckweise bewegte Drehwalze *h* über *F* und *g* in den Transportwagen gelangt. *B* Kiesbrenner, dessen Gase gemeinschaftlich mit denen aus dem Thurme durch das Rohr *D* in die Schwefelsäurekammern treten.

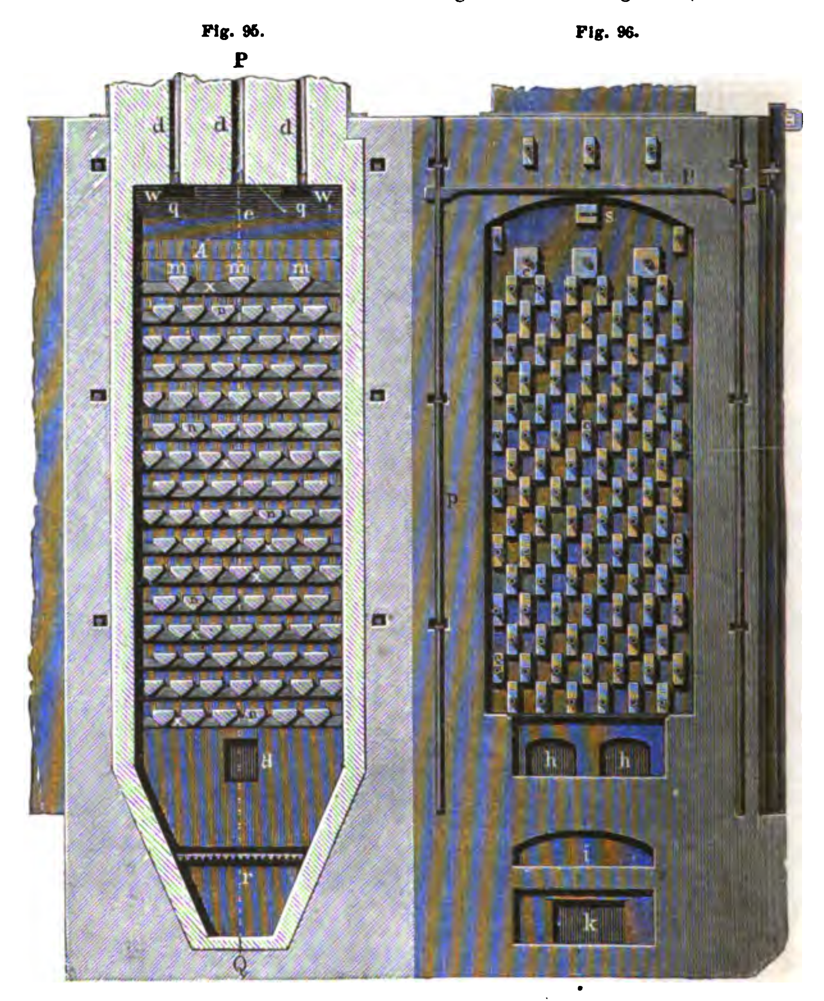
Hasenclever-Helbig's neuerer Ofen.

Hasenclever-Helbig's neuerer Ofen (Fig. 93, 94). *l* Gasgenerator (neuerdings mit Vortheil durch directe Feuerung ersetzt) mit Chargiröffnung *k* und Luft-

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 20, 407. B. u. h. Ztg. 1876, S. 335; 1877, S. 303. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 182. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 16, 509. 3) B. u. h. Ztg. 1873, S. 16; 1879, S. 176. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1872, S. 505, 542; 1874, S. 577; 1875, S. 194. Dingl. 199, 284; 206, 274; 216, 335; 227, 70.

zuführungscanal *n*. Die Feuergase bestreichen zunächst den Flammofenherd *a* mit Arbeitsöffnung *f*, umspielen die Muffel *b* und ziehen durch *e* und *c* im Canale *d* empor, um durch *m* hinab in die Esse zu gelangen. Das durch den Trichter *i* aufgegebene Erz rutscht, indem die mit Oeffnungen zum Durchstreichen der Gase versehenen Scheidewände *h* die Höhe der Erzlage im Canale reguliren, im Canale *s*

Fig. 95. Fig. 96.



herab, durch die Abführwalze *g* herabgeholt, wird in der Muffel *b* von Zeit zu Zeit fortgeschaufelt, gelangt durch eine Oeffnung im Muffelboden auf den Herd *a*, wird allmählich der Feuerbrücke zugeschaufelt und vor derselben ausgezogen. Die Abröstung der Kiese geschieht bis auf 1 Proc. Schwefel und darunter.

Schliege. c) Erze in Schliegform. Die Schliege werden entweder, wenn lokale Verhältnisse es zulassen, mit Thon, Wasser [1]) oder Eisenvitriolmutterlauge zu Stöckeln geformt, getrocknet und in Haufen (S. 137), Kiesbrennern (S. 142), Kilns (S. 141) oder in Hauch's Schachtofen mit Korb-

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 394. Dingl. 214, 471.

Fig. 97.

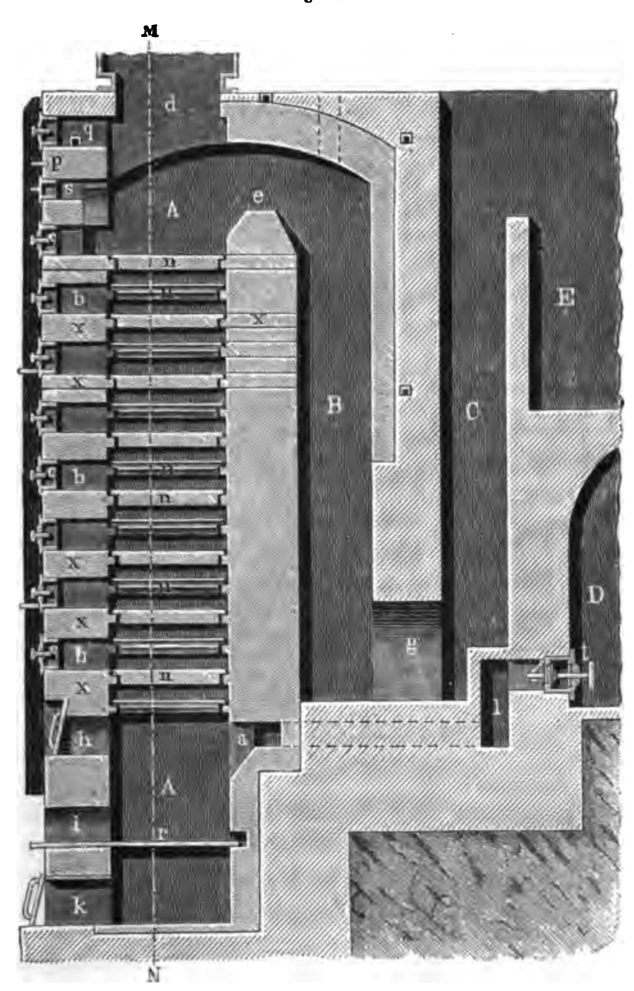
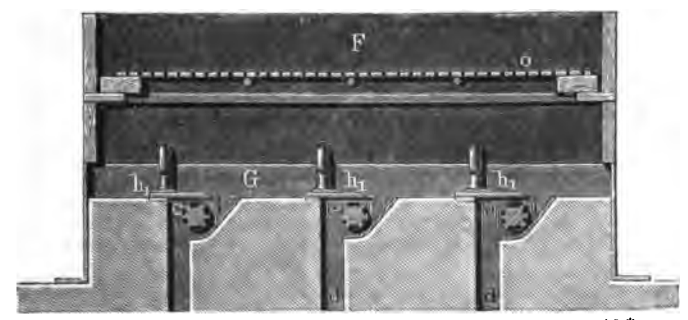


Fig. 98.



rost[1]) geröstet oder direct dem Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 146), dem Stetefeldt'schen Ofen (S. 78) oder Plattenöfen (S. 143) übergeben. Letztere, sowie die Hasenclever'schen Oefen machen den Gerstenhöfer'schen Oefen, welche nach dem wirksamen Staubstromprincipe arbeiten, Concurrenz.

Gerstenhöfer's Ofen.

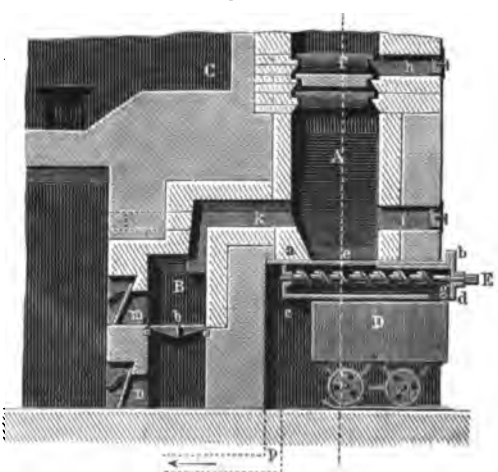
Gerstenhöfer's Röstofen. Es stellen dar: Fig. 95 den Querdurchschnitt nach *M N*, Fig. 96 die Vorderansicht, Fig. 97 den Durchschnitt nach *P Q* und Fig. 98 die Chargirvorrichtung. Das feinpulverige Erz fällt aus dem Kasten *F* durch das Sieb *o* in den eisernen Kasten *G*, gelangt aus diesem, durch Schieber h_1 zu reguliren, durch die Schlitze *d* im Gewölbe *w* auf die Erzvertheiler *m* des glühenden Schachtes *A*, von diesen auf die einzelnen, auf Lagersteinen *x* ruhenden Träger *n*. Durch einen mit Stellvorrichtung *t* versehenen Canal *l a* oder bei Weglassung desselben jetzt immer durch die Oeffnungen *b* tritt Oxydationsluft dem im Schachte herabfallenden Schliege entgegen. Der durch die Oeffnung *h* behufs Glühendmachens der Ofenwände zu befeuernde Rost *r* wird später weggenommen und die Oeffnung *i* vermauert. *k* Ausziehöffnung. *q*, *s*, *b* Räumlöcher, vorn mit einer Eisenbüchse *c* geschlossen, darin ein mit Thonpfropfen versehenes Loch zum Beobachten, zur Luftzuführung und zum Abräumen der Ansätze von den Trägern. *e* Fuchs. *B*, *C*, *E* Flugstaubkammern. *D* Gewölbe. *g* Oeffnung. Schacht *A* z. B. im Mansfeldschen 5.648 m hoch, 1.412 m breit und 0.785 m tief. Wandstärke 0.628 m an der langen und 0.471 m an der schmalen Seite.

Fig. 99.



Dieser Ofen, in seinen Leistungen bei passender Erzbeschaffenheit (kiesige gepulverte Erze, bleifrei oder bleiarm) von keinem anderen Röstapparate übertroffen, zeigt in der beschriebenen Construction einige Uebelstände, welche man neuerdings jedoch mit Erfolg zu beseitigen gesucht hat.

Fig. 100.



Als neuere Verbesserungen an dem Ofen[2]) sind zu bezeichnen:

a) Zur Verminderung des Flugstaubes die Anbringung nur eines Schlitzes *b* (Fig. 99) zur Schliegzuführung mit zwei die Schüttvorrichtung vereinfachenden Fütterwalzen *a* darüber, dann die Abführung der Gase durch vier seitliche Oeffnungen *c* im Gewölbe des Ofens *A*, von welchen je zwei mit seitlichen Zügen *d* in Verbindung stehen, welche einerseits in die Flugstaubkammern, andererseits nach der Vorderseite hin ausmünden. Es lässt sich dabei der Flugstaub bequemer in die Flugstaubkammern oder in den Ofen krücken, und es bildet sich weniger Flugstaub, indem der Abzug der Gase weit von dem einfallenden Staubstrome verlegt ist. *e* Vertheilungsträger. *f* Träger. — Eine andere Einrichtuug zur

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 394. 2) Bodo, die Schwefelsäurefabrikation, Berlin 1872, S. 44. B. u. h. Ztg. 1872, S. 315.

Verminderung des Flugstaubes besteht darin, dass man die zu röstenden Massen an den beiden schmalen Seiten einfallen lässt, während der Gasabführungscanal sich an einer langen Seite befindet.

b) Zur Erleichterung des Ausziehens des Röstgutes das Unterschieben eines Wagens unter die offene Ofensohle, welche mit einer Hebelklappe oder einem Schieber zu schliessen ist; am besten aber wird das Röstgut aus dem Schachte *A* (Fig. 100) durch die Oeffnung *e* in ein gusseisernes Gehäuse *a b c d* entlassen, in welchem eine mit Kurbel *E* zu bewegende Schnecke das Material bis zur Oeffnung *g* schafft, durch welche dasselbe in den Wagen *D* fällt. Zum Schutze der Arbeiter gegen die schweflige Säure befindet sich an der Hinterwand des vom Wagen *D* eingenommenen Raumes ein in den Schornstein führender Abzugscanal und die Vorderseite desselben wird durch zwei Bleche bis auf einen Spalt über der Hüttensohle geschlossen, durch welchen Zugluft einzieht. Um schwer röstende Substanzen (z. B. Zinkblende) einer höheren Temperatur aussetzen zu können, ist der mit Trägern *f* versehene Ofenschacht wohl noch durch ein Flammloch *k* mit einer Feuerung *B* in Verbindung gesetzt. *m* Schürloch. *n* Aschenfallloch. *b* Rost. *h* und *i* Luftzuführungs- und Räumlöcher. *C* Flugstaubkammer.

c) Zur Luftzuführung, welche früher durch eine Oeffnung unterhalb der Träger geschah, dienen jetzt die Räumöffnungen *h*, besonders im oberen Ofentheile, wodurch die Röstung beschleunigt, diese gleichmässiger und die Arbeit erleichtert wird im Vergleich zu der früheren Anwendung gepresster und erhitzter Luft.

4) Flammofenröstung. Wegen bedeutenderen Aufwandes an Brennmaterial und Arbeitslöhnen und weil es meist keiner vollständigen Abröstung der Kupfererze bedarf, kommen gewöhnliche Flammöfen seltener in Anwendung. Bei reinen Erzen gestatten sie eine wesentliche Abkürzung der Röstzeit, bei unreinen Erzen eine vollständigere Abröstung unter Zuschlag reinigender Substanzen. Nachtheile.

Bei Schliegform der Erze und billigem Brennmateriale (Septèmes[1]), Manilla[2])), zur Beschleunigung des Processes (Müsen[3])), wenn reine Erze auf Stein (Briglia[4]) in Italien) oder direct auf Schwarzkupfer verschmolzen werden sollen (Doppelofen zu Linz[5])), oder bei arsen- und antimonhaltigen Erzen, welche vollständiger abzurösten sind (Phönixhütte[6]) in Ungarn), auch wohl mit kiesigen Erzen in diesem Zustande verschmolzen werden. Zur Altenauer Hütte auf dem Oberharze röstet man Kiesschliege im Fortschaufelungsofen. Beispiele.

Zur Ersparung an Handarbeit und Erzielung einer gleichmässigeren Röstung dienen statt gewöhnlicher Flammöfen Mechanische Röstvorrichtungen.

a) Oefen mit mechanischen Rührvorrichtungen in Gestalt rotirender Arme mit Zähnen an einer stehenden Welle (Parkes' Röstofen[7])), zuweilen mit hohlen Armen, aus deren Oeffnungen während des Krählens erhitzte Luft (Eitorf[8]) an der Sieg) oder Wasserdampf (Ducktown[9]) in Nordamerika) zum Röstgute tritt. Rührer.

Parkes' Doppelofen (Fig. 101). *a* unterer Herd von 3.77 m Durchmesser. *b* oberer Herd, vom Gewölbe *f* getragen. *c* und *d* Gewölbe, durch vertikale Canäle mit dem Herde *a* in Verbindung. Entfernung der beiden Herde mitten 1.26 m, an den Seiten 0.63 m. *n* Feuerungsraum, 1.26 m lang und breit. *o* Feuerbrücke, 0.63 m hoch, 0.63 m lang und 1.26 m breit, mit 0.63 m hohem Flammenloche darüber. *k* Arbeitsöffnung von 0.94 m Breite und 0.63 m Höhe. Fuchs zwischen den Herden 1.26 m lang und 0.32 m breit. *g* Gewölbe mit Chargiröffnung *l*. *q* Fuchs. *r* Esse. *m* gusseiserne Welle mit Armen und Zinken daran. Beispiele.

Eitorfer Ofen. Kreisrunder Herd von 3 m Durchmesser, von unten geheizt, mit 4 Hohlarmen an einer stehenden Welle und Zähnen an ersteren, welche bei der Bewegung Furchen erzeugen, in die durch entsprechende Löcher der Hohlarme er-

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 343. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 92. 4) Petitgand in Rev. de l'exposit. univ. de 1867. Vol. 3, Nr. 6, p. 262. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 191. Kerl, Met. 2, 441. 6) B. u. h. Ztg. 1865, S. 294. 7) Ebend. 1852, S. 265, 304; 1871, S. 321. 8) Ebend. 1878, S. 178. 9) Ebend. 1865, S. 250.

hitzte Ventilatorluft strömt. Gase und Dämpfe passiren einen Wassercondensator. Abrösten einer Charge von 500—600 kg quarzigen Kupfererzen in $2^1/_2$—3 Stunden,


Fig. 101.

wobei die Röstung vollkommener, regelmässiger und billiger, als in gewöhnlichen Oefen ist.

Mechanische Röstöfen.

b) Oefen mit rotirendem Herde (Mechanische Röstöfen), wobei der Herd entweder als horizontal gelagerter Cylinder (Cylinderöfen) oder als horizontale Scheibe (Telleröfen) rotirt.

Beispiele. Brückner's Ofen.

Brückner's Cylinderofen.[1]) (Fig. 102, 103.) *A* Cylinder aus Kesselblech, 3.5—3.8 m lang und 1.6—1.9 m weit, mit feuerfesten Steinen ausgefüttert, mit Rippen *f* auf Rollen *a* ruhend und durch ein in den Zahnkranz *h* eingreifendes Getrieberad *b* in Rotation versetzt. *B* Feuerungsraum. *C* Fuchs. *e* Chargiröffnung. *c* eiserne mit feuerfestem Materiale überkleidete, durchlöcherte Scheidewand zum Bewegen des Röstgutes von einem Ende zum anderen, von 10—15° Neigung, deren einzelne Abschnitte *c* in Rinnen der röhrenförmigen Rippen *d* gehalten werden, durch welche

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 130; 1870, S. 441; 1872, S. 213; 1874, S. 182, 472; 1875, S. 62, 119; 1876, S. 162; 1877, S. 236. Dingl. 224, 603. The Bruckner revolving furnace by Lane and Bodley, Cincinnati 1874. Engin. and min. Journ. New-York 1877. Vol. 24, Nr. 26. Ann. d. min. Nr. 4 de 1874, Tome 6, p. 21. Preuss. Ztschr. 27, 153, Taf. 13.

letztere Luft zur Kühlung streicht. Da durch das Diaphragma viel Staub erzeugt wird, so hat man auf einigen Werken (z. B. in Nederland Mill in Boulder Country) dasselbe bei leicht röstenden Erzen ohne Nachtheil weggelassen. White's Ofen[1]) hat einen schräg rotirenden Cylinder.

Gibb's Ofen. Gibb-Gelstharp's Tellerofen[2]) (Fig. 104, 105). *a* kreisförmiger Herd aus Kesselblech von 4.9 m Durchmesser mit Chamotteziegelfutter *b*, von einer Scheibe *c* getragen, welche, von Gleitrollen *d* unterstützt und seitlich von Gleitwalzen *r* geführt, um einen Zapfen *e* rotirt mittelst einer um die Scheibe geschlungenen, durch eine Betriebswelle in Bewegung gesetzten endlosen Kette. *f* pflugscharartiges Krähleisen, welches durch einen mit einem Querhaupte verbundenen schmiedeeisernen Arm *g* in radialer Richtung von der Triebwelle aus hin und her bewegt wird. Während eines Umganges des Herdes rückt der Pflug nicht mehr als um seine eigene Breite vor, so dass jeder Theil der Ofensohle von dem letzteren in seinem Hin- und Hergange bearbeitet wird. *h* Chargirrumpf. *i* von oben durchs Gewölbe *q* eingelassene, quer gestellte Ausräumer, welche das Röstgut nach der Arbeitsöffnung *k* hinschaffen, durch welche dasselbe, durch die Ausstreichplatte *l* begünstigt, ins Gerinne *m* rutscht. *n* Feuerung. *o* Feuerbrücke. *p* Fuchs, zum Condensationsthurme führend. *s* Haspel zum Aufziehen der Ausräumer *i* während der Röstung.

Fig. 102.

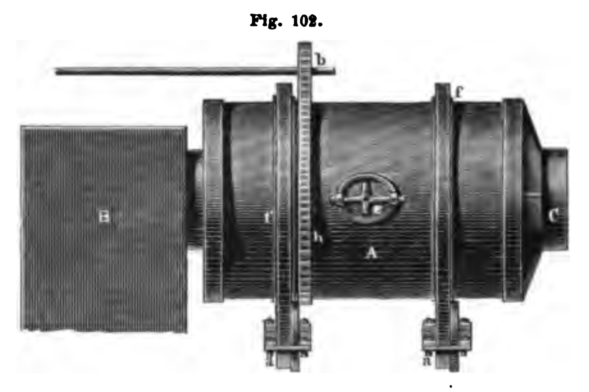
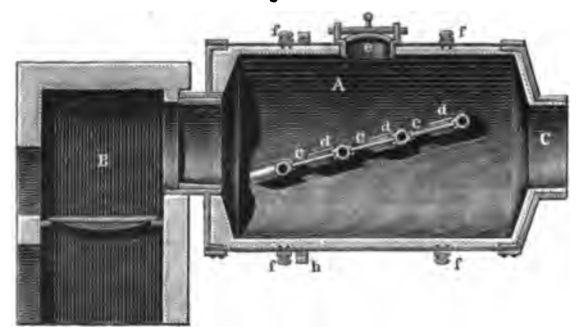


Fig. 103.



Brunton's Ofen. Brunton's Tellerofen[3]) hat einen rotirenden konischen Herd mit fixen eisernen Krählen und Kuschel-Hinterhuber's Ofen[4]) einen planen Herd mit fixen hohlen Thonkrählen, durch welche chargirt wird.

Nachtheile. 5) Gefässofenröstung. Dieses kostspielige, der Nutzbarmachung von schwefliger Säure wegen früher hier und da ausgeführte Verfahren (Oker[5])) ist durch die billigen Röstmethoden in Kilns, Kiesbrennern, Plattenöfen oder im Gerstenhöfer'schen und Hasenclever'schen Ofen meist verdrängt.

Beispiel. Derartige Gefässöfen bestehen aus reihenweise über und neben einander liegenden langen muffelartigen Räumen, welche von der Flamme einer darunter liegenden Steinkohlenfeuerung umspielt werden. Durch die Chargiröffnungen an der Vorderseite zieht Oxydationsluft ein, während durch Oeffnungen an der Hinterseite die schweflige Säure in einen gemeinschaftlichen Canal tritt (früher zu Oker).

---

1) B. u. h. Ztg. 1873, S. 364. 2) Ebend. 1872, S. 148, 309; 1875, S. 62, 119. 3) Ebend. 1859, S. 355. 4) Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 169. B. u. h. Ztg. 1871, S. 320; 1872, S. 200. 5) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 156.

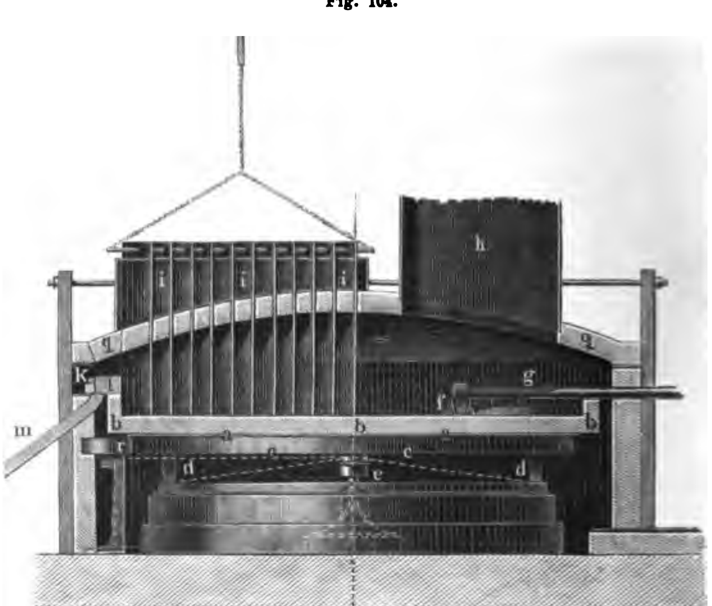
Beispiel.[1]) (Fig. 106, 107.) *a* muffelartige Kästen, 1.57 m lang, 0.31 m breit und 0.157 m hoch. *b* Roste, von denen aus die Flamme um die Kästen circulirt und durch *c* in den Schornstein entweicht. *d* Düsen zur Zuführung von Ventilatorwind (namentlich bei Zinkblende). *e* und *f* Canäle zur Abführung der Röstgase. *g* Dampfbehälter, aus welchem Wasserdampf durch *h* in den Canal *f* zur schwefligen Säure tritt (früher in Stadtbergen).

Zuweilen werden muffelförmige Räume durch die Abhitze anderer Oefen erwärmt (Ofen von Hasenclever, S. 145, Fig. 93, von Spencer Fig. 127).

Röst-producte.

44. Röstproducte. Als Producte vom Rösten können erfolgen: geröstete Erze in Stück- oder Schliegform (gutgeröstete Stücke sind

Fig. 104.



porös, erdig, rothbraun mit mehr oder weniger unzersetztem Kerne, schwarze Farbe deutet auf an Kupfer reiche Erze oder bei beschränktem Luftzutritte entstandenes Eisenoxyduloxyd); Rohschwefel, wird durch Umschmelzen oder Sublimiren geläutert; Röstgase[2]), namentlich schweflige Säure; Quecksilber (Ungarn); Röstesohlen, zur Vitriolbereitung oder zum Erzschmelzen; krystallinische Producte (Schwefel, arsenige Säure, Schwefelarsen, Antimonoxyd u. s. w.).

2. Kapitel. **Schmelzen der gerösteten Erze. (Rohschmelzen.)**

Chemische Vorgänge.

45. Theorie. Der Theorie nach sollen, wenn man die gerösteten Erze (Oxyde, Sulfate, unzersetzte oder auf niedrigere Schwefelungsstufe

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. 2) Winkler, Anl. z. Unters. d. Industriegase, 2. Abthlg. 1879, S. 46, 47, 324, 353, 359.

zurückgeführte Schwefelmetalle) bei einer gewissen, nicht zu hohen und nicht zu niedrigen Temperatur einem reducirenden und solvirenden Schmelzen unterwirft, beim allmählichen Niedergange im Schachtofen mit Brennmaterial die schwerer als das Kupferoxyd reducirbaren fremden Metall-



Fig. 105.

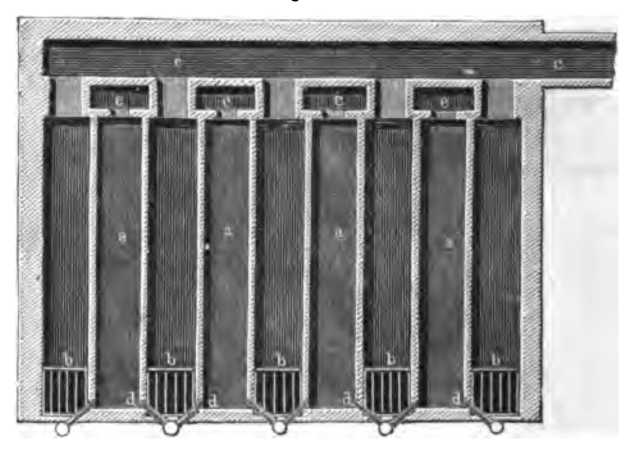
oxyde (von Eisen, Zink, Mangan u. s. w.) durch Kieselsäure oder saure Silicate zu Rohschlacke verschlackt werden, während das Kupferoxyd sich zu Oxydul und dann zu Metall reducirt, welches mit den unzersetzten und den durch Reduction der Sulfate erhaltenen Schwefelmetallen einen Stein (Rohstein) giebt. Etwa verschlacktes Kupferoxydul wird von Schwefelmetallen, namentlich Schwefeleisen geschwefelt und so ebenfalls in den Stein geführt (S. 135).

In ähnlicher Weise, nur schwächer schwefelnd aufs Kupfer, wie Schwefeleisen, wirken Schwerspath und Gyps, nachdem dieselben im Ofen zu Schwefelbarium und Schwefelcalcium reducirt worden.[1]) Besonders im Gemenge mit Kieselsäure **Wirkung von Schwerspath.**

1) B. u. h. Ztg. 1860, S 184. Plattner-Richter's Vorles. 2, 196. Preuss. Ztschr. 19, 185. Kerl, Met. 1, 169.

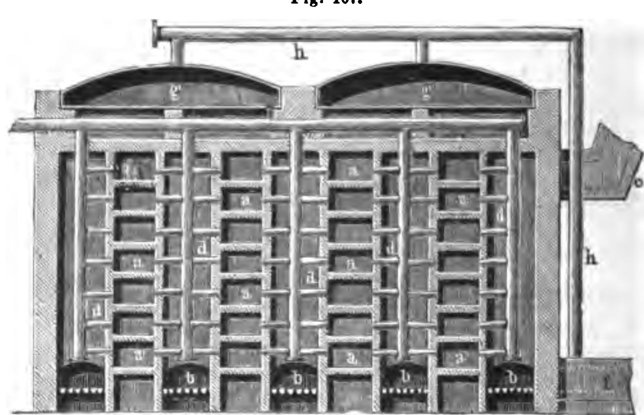
und Schwefeleisen[1]) wird Schwerspath leicht zersetzt, indem die Kieselsäure aus dem Schwerspath die Schwefelsäure austreibt unter Bildung von Barytsilicat, und die bei hoher Temperatur zerfallende Schwefelsäure unter Entweichen von schwefliger

Fig. 106.



Säure Sauerstoff an das Schwefeleisen abgiebt; es entsteht dann bei bedeutender Eisenverschlackung und starker Steinconcentration eine leichtflüssige Schlacke aus Kieselsäure, Eisenoxydul und Baryterde [3 (Ba O, SO_3) + 4 Si O_2 + Fe S = 3 (Ba O, Si O_2) +

Fig. 107.



Fe O, Si O_2 + 4 SO_2], während gleichzeitig gebildetes Schwefelbarium auf metallisches und oxydirtes Kupfer schwefelnd wirkt (Concentration der Freiberger Kupfersteine im Flammofen, S. 97). Es sind auf 24 Theile Fe S 349.5 Theile Barytsulfat, d. h. auf jedes Procent des in dem Erze, Steine u. s. w. auf Fe S enthaltenen Eisens 12.5 Proc. Barytsulfat oder 18.7 Proc. eines Gemenges von 2 Theilen Schwerspath und 1 Theil Quarzsand erforderlich. Gleiche Aequivalente Fluss- und Schwerspath (9.9 und 29.2) geben die leichtschmelzigste Verbindung.

Modification obiger Reactionen.

46. Hauptfactoren beim Rohschmelzen. Die obigen normalen Reactionen können unter Anderem durch nachstehende Einflüsse modificirt werden:

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 451; 1874, S. 428; 1879, S. 37.

1) Durch die Temperatur. Bei zu niedriger Temperatur reducirt sich oxydirtes Kupfer unvollständig und verschlackt sich mehr; bei zu hoher Temperatur, wie sie meist im Ofen herrscht, reduciren sich theilweise auch andere schwerer reducirbare Oxyde, statt sich zu verschlacken. Temperatur.

Eisenoxyd giebt bei zu hoher Temperatur Gold, Silber, Kupfer u. s. w. aufnehmende und den Ofengang störende Eisensauen oder wenigstens eisenreicheren und kupferärmeren Lech; Zinkoxyd in reichlicherer Menge zinkische Ofenbrüche (Unterharz[1]), Atvidaberg[2])) und zwar um so mehr, je reicher das geröstete Erz an den betreffenden Oxyden und je höher die Temperatur ist. Auf die Höhe der Temperatur influiren besonders: Verhältniss zwischen Brennmaterial und Erz, Qualität des ersteren (Holzkohlen oder Cokes), Höhe der Oefen, Windverhältnisse u. s. w. Howe[3]) empfiehlt, um die Bildung von eisenreichem Kupfer zu vermeiden, das Eisenoxyd und Kupferoxyd enthaltende Erz bei verhältnissmässig niedriger Temperatur mit einem Gemische von Kohlenoxydgas und Kohlensäure zu behandeln, wobei sich nur Kupfer reducirt, dann den Kupferschwamm in einem Flammofen unter einer Schlackendecke zusammen zu schmelzen, wobei sich das Eisen verschlackt.

2) Durch die stärkere oder geringere reducirende Wirkung. Ist dieselbe zu schwach, so wird mehr Kupfer verschlackt, wenn zu stark, so werden fremde Metalloxyde in reichlicherer Menge reducirt. Reducirende Wirkung.

Es influiren auf die Reduction besonders Höhe der Oefen, Chargirmethode, leichteres oder dichteres Brennmaterial, Grössenverhältnisse zwischen Erz- und Brennmaterialstücken, kalte oder heisse Gebläseluft, Neigung der vorderen und hinteren Ofenwand u. s. w.

3) Durch den Grad der Röstung. Je nachdem zu schwach oder zu stark geröstet worden, erfolgen zu kupferarme Steine oder es scheidet sich unreines nur mit grossen Verlusten gaarzumachendes Kupfer (Schwarzkupfer) bei grösserer Kupferverschlackung ab. Röstgrad.

Den Grad der Röstung erfährt man weniger aus dem Ansehen des Röstgutes, als aus dem Kupfergehalte des beim Erzschmelzen erfolgenden Steines (S. 156), welcher gewöhnlich 30—40 Proc. betragend, 45 Proc. nicht übersteigen darf, weil sich sonst in reichlicherer Menge Kupfer verschlackt (Oker'sche Steine z. B. mit 35—45 Proc. Cu). Von dem Einflusse eines Antimon-, Arsen- und Zinkgehaltes auf den Grad der Röstung war bereits die Rede (S. 134), sowie davon, dass es unter Umständen erwünscht sein kann, bei sehr unreinen, namentlich antimon- und arsenhaltigen Erzen, etwas speiseartiges Schwarzkupfer (Niederschlagsarbeit) zu erzeugen, in welchem sich die Unreinigkeiten concentriren, während der erfolgende Stein reiner ausfällt (S. 134).

4) Durch die Qualität und Quantität fremder Beimengungen. Dieselben können störend wirken durch Begünstigung von Ansatzbildung im Herde (Eisensauen bei überschüssigem Eisenoxyd); durch Verunreinigung des Kupfersteines (Eisen, Antimon, Arsen, Blei); durch Bildung von Ofenbrüchen (Zinkoxyd, auch Antimon und Arsen); durch Entstehung von Speise (Antimon und Arsen), welche nutzbare, nur mit grossen Verlusten daraus wieder abzuscheidende Metalle aufnimmt, aber zur Reinigung des Kupfersteines beiträgt (S. 134); durch Bildung schwefelhaltiger Schlacken, deren Schwefelgehalt z. B. nutzbare Metalle (Silber, Kupfer) in erstere zieht (S. 69, 135), auch die Entstehung strengflüssiger Schlacken und Skumnasschlacken (S. 135) herbeiführt (Zinkblende, Schwerspath). Fremde Beimengungen.

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 42, 185. 2) B. u. h. Ztg. 1859 S. 74. 3) Transact. of the Americ. Inst. of Min. Engineers, Vol. VII, Easton 1879, p. 442.

Neben-reactionen.

Durch Einwirkung der geschwefelten auf die oxydirten Bestandtheile des Schmelzgutes können noch allerhand Nebenreactionen entstehen.[1]) Durch Einwirkung von Cu_2S auf Cu_2O, CuO oder CuO, SO_3 kann sich je nach den angewandten Verhältnissen metallisches oder oxydirtes Kupfer bilden, z. B. $Cu_2S + 2Cu_2O = 6Cu + SO_2$; $Cu_2S + 4CuO, SO_3 = 6CuO + 5SO_2$; $Cu_2S + 2CuO, SO_3 = 2Cu_2O + 3SO_2$. — FeS wird durch Kieselsäure für sich nur wenig, bei Gegenwart von Kohle fast vollständig zerlegt. Cu_2S wird durch Fe, Zn, Sn, Sb, Pb unter Ausscheidung einer Legirung von Cu mit dem betreffenden Metalle und Bildung von Lechen zersetzt, von PbO je nach dessen Menge bald unter Bildung von kupferhaltigem Blei entschwefelt, bald in Cu_2O verwandelt. Metallisches Cu giebt mit PbO neben oxydischer Schlacke mehr oder weniger kupferhaltiges Blei und Cu_2O mit PbO Schlacke und Stein. Die Reducirbarkeit des CuO durch Sb hat man zu Tajova[2]) zur Abscheidung des Kupfers aus Speise benutzt. Sonstige Reactionen sind mitgetheilt in Allg. H. S. 385.

NormaleBe-schickung.

5) Durch das Beschicken. Man sucht die Beschickung so einzurichten, dass neben einem bis etwa 30—40 Proc. Kupfer und etwa 26 Proc. Schwefel enthaltenden Steine eisenoxydulhaltige, zwischen Singulo- und Bisilicat[3]) liegende oder einem Bisilicat mit bis 50 Proc. Kieselsäure sich nähernde Schlacken ohne Eisensauenbildung erfolgen, welche den passenden Schmelzbarkeits- und Flüssigkeitsgrad und ein nicht zu bedeutendes specifisches Gewicht besitzen, um eine möglichst vollständige Absonderung des Rohsteines zu gestatten.

Solche graue, grüne oder schwärzliche, zum Glasigen um so mehr neigende Schlacken, je mehr das Eisenoxydul gegen erdige Basen zurücktritt (Mansfelder Kupferschieferschlacken), erstarren auch nicht zu schnell, geben weniger Ansätze im Herde und greifen das Ofengemäuer minder an, als basischere. Damit bei dem nicht unbedeutenden Kieselsäuregehalte Kupfer vor Verschlackung hinreichend geschützt ist, muss ein hinreichender Schwefelgehalt im Röstgute vorhanden sein.

Muster-schlacken.

Derartige Musterschlacken haben z. B. nachstehende Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.
Kieselsäure	47.91	34.67	36.39	50.00	45.20
Thonerde	7.51	4.38	11.06	15.67	—
Kalkerde	1.11	3.53	4.63	20.29	6.28
Magnesia	0.35	—	0.54	4.37	2.40
Eisenoxydul	39.30	48.25	44.14	8.73	42.69
Eisenoxyd	1.22	—	—	Cu_2O 0.67	—
Manganoxydul	0.38	2.00	—	—	—
Zinkoxyd	—	2.89	—	1.11	—
Bleioxyd	—	1.07	PbS 2.71	—	—
Zink	0.49	—	Cu_2S 0.78	—	—
Kupfer	0.16	—	FeS 1.05	—	Cu 0.63
Schwefel	0.70	1.85	—	—	2.61

a. Von Fahlun, Sauerstoffverh. 12.8 : 24.8. b. Vom Oberharze (Altenauer H.), Sauerstoffverh. 15 : 18. c. Desgleichen von Lautenthaler Hütte. d. Kupferschieferschlacke von Kupferkammer, Sauerstoffverh. 1 : 1.5. e. Rohschlacke von Phönixhütter Gelferzen.

Aenderung der normalen Beschickung.

Nur bei besonderer Erzbeschaffenheit, namentlich bei bedeutendem Vorwalten saurer oder basischer Bestandtheile erzeugt man saurere oder basischere Schlacken, als die obigen Musterschlacken.

Wollte man in solchen Fällen auf diese beschicken, so bedürfte es einer grossen Menge tauber Zuschläge, wodurch viel Schlacke entsteht, welche mehr Brennmaterial erfordert und grössere Verluste an verschlacktem Kupfer und eingemengtem Steine herbeiführt, so dass dabei der Schaden grösser sein kann, als wenn man mindere

1) Kerl, Met. 2, 356. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 362. 3) Allg. H. S. 397, 409.

Quantitäten saurerer oder basischerer Schlacken, die allerdings auch Uebelstände haben, erzeugt.

Aus diesem Grunde können kieselsäurereiche Erze zweckmässiger auf zwischen Bi- und Trisilicat liegende Schlacken beschickt werden. Kieselsäurereiche Beschickungen.

Solche Schlacken sind strengflüssiger, nehmen leichter Kupferoxydul auf, fliessen zäher, sind fadenziehend, erstarren langsamer, haben ein geringeres specifisches Gewicht und glasige Beschaffenheit, greifen das Ofenbaumaterial nur wenig an und gestatten deshalb längere Campagnen (z. B. im Mansfeld'schen über 1 Jahr lange). Sehr zähe Schlacken sind zur Aufnahme von Steingranalien geneigt und die unmittelbar über dem Steine abgehobenen Scheiben müssen ins Schmelzen zurückgegeben werden.

Manche Mansfelder Kupferschiefer- (a), namentlich Sanderzschlacken (b); quarzreiche Fahlerze von Garpenberg in Schweden (c), deren Sulu-Schlacken Quarzkörnchen einschliessen; Tunaberger mit Quarz und Glimmer vorkommende Erze (d); Schlacken von Linz a. Rhein. Beispiele.

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	54.13	57.43	56.5	56.51
Thonerde	10.53	7.83	6.0	9.42
Kalkerde	19.41	23.40	6.3	20.05
Magnesia	1.79	0.87	14.3	6.40
Eisenoxydul	10.83	7.47	14.9	6.21
Kupferoxydul	2.03	0.30	—	—
Fluor	—	1.97	—	—

a. Kupferschlacke von Kupferkammer, Sauerstoffverh. zwischen Basen und Säure 1:2.5. b. Sanderzschlacke von Sangerhäuser Hütte, Sauerstoffverh. 1:2.1. c. Suluschlacken von Garpenberg. d. Desgl. von Nafvequare in Schweden.

An Schwefelkies reiche Erze liefern beim Rösten viel Eisenoxyd, zu dessen Verschlackung nach vorheriger Reduction zu Oxydul man nur so viel kieselsäurehaltige Zuschläge giebt, dass Singulo- und selbst Subsilicatschlacken entstehen. Solche Schlacken vermögen auch grössere Mengen Schwefelzink und Zinkoxyd aufzunehmen, ohne zu strengflüssig zu werden (Oker). Eisenoxydreiche Beschikkungen.

Derartige eisenreiche, an Erdbasen ärmere Schlacken sind dünnflüssig, erstarren rasch und geben deshalb leicht Ansätze, begünstigen die Eisensauenbildung, greifen das Ofengemäuer stark an, geben deshalb kürzere Campagnen, zerspringen nach dem Erkalten und haben bei schwarzer, mehr oder weniger metallisch glänzender Farbe ein grösseres specifisches Gewicht, was neben der leichten Erstarrbarkeit ein Zurückhalten von Steintheilchen begünstigt.

Die Schlacken von Röraas in Norwegen (a und b) nähern sich dem Singulosilicat, Oker'sche ältere Schlacken (c und d) sind Subsilicate, neuere (e) Gemenge von Sub- und Singulosilicaten. Beispiele.

	a.	b.	c.	d.	e.
Kieselsäure	31.44	28.5—29.2	21.62	22.55	25.24
Thonerde	7.86	8.9— 9.6	5.15	5.10	14.00
Kalkerde	—	1.2— 3.0	2.57	2.95	4.86
Magnesia	4.46	5.1—11.6	—	1.33	ZnO 6.40
Eisenoxydul	55.21	51.0—52.8	65.62	38.31 (Fe)	45.96
Kupferoxydul	—	Spr.— 0.4	2.26	5.22 (Zn)	0.3—0.5 Cu
Schwefel	—	—	2.08	—	—

a. Sauerstoffverhältniss zwischen Basen und Säure 1:1. c. Desgl. 1:0.7

Beim Beschicken nach obigen Grundsätzen sind nachstehende Regeln zu beobachten: Regeln beim Beschicken.

a) Selten enthalten die gerösteten Erze schon das zur Schlackenbildung erforderliche Erdenverhältniss (manche Kupferschiefer), meist müssen quarzreiche oder thonreiche Erze mit basischen gattirt

oder mit basischen Zuschlägen (Kupferstein- und Schwarzkupferschlacken, Kalkstein [1]) besser im gebrannten, als im rohen Zustande, Flussspath, selten Eisensteinen), sowie basische, eisenoxydreiche Erze mit sauren gattirt oder mit sauren Zuschlägen (sauren Schlacken, Thon, Thonschiefer, selten Quarz, ausnahmsweisse zu Viquintipa [2]) in Südamerika Tinkal) versehen werden.

Flussspath empfiehlt sich besonders bei kieselsäurereichen Erzen (Kupferschiefer-Sanderzen); seine beiden Bestandtheile tragen zur Entfernung der Kieselsäure bei, wegen seiner Schmelzbarkeit befördert derselbe den Fluss, giebt flüchtiges Fluorarsen, aber auch flüchtiges Fluorkupfer. Schwerspath wirkt in der S. 153 angegebenen Weise. Ein grosser Ueberschuss an Kieselsäure macht die Beschickung strengflüssig, es entstehen röthliche kupferhaltige Schlacken und wegen langsamen Niederganges der Gichten starke Eisenreduction; bei Mangel an Kieselsäure erfolgen zu basische Schlacken und die damit verbundenen Uebelstände (S. 157), zuweilen auch breiartige Schlacken (in Schweden [3]) Lurlet, am Unterharze Murtche genannt), welche Schwefelungen aufnehmen (S. 69) und zu Kupferverlusten Veranlassung geben. Von den Skumnas (S. 135) verschieden, wird ihrer Bildung durch schwächere Röstung oder grösseren Zuschlag quarziger Erze (in Oker Kniest) entgegen gewirkt.

b) Zu schwach geröstete Erze, welche viel kupferarmen Stein liefern, erfordern eine nochmalige Röstung oder einen Zuschlag von stark gerösteten Erzen oder oxydischen Producten (Kupfergaarschlacken u. s. w.); bei Skumnasbildung durch Schwefelzinkgehalt (S. 135) bedarf es einer schärferen Röstung mit Brennstoffeinlagen.

c) Zu stark geröstete Erze, welche bei Kupferverschlackung (rother Schlacke) unreines Schwarzkupfer liefern würden, sowie oxydische Erze oder oxydische Zwischenproducte (z. B. Rückstände von der Fahlrohkupferentsilberung in Schmöllnitz) versetzt man mit rohem Erze oder Schwefelkiese, welcher letztere auch auf die Entfernung von Arsen hinwirkt (S. 134), auch wohl mit Sodarückständen, Glaubersalz (S. 136) u. s. w.

d) Antimon und Arsen enthaltende Erze werden entweder schwach abgeröstet (S. 134) und wohl gar noch unter Zuschlag von Kiesen zur Vermeidung einer Speisebildung und Verdampfung von Schwefelarsen auf einen kupferärmeren Rohstein beschickt, der dann bei wiederholten Röstungen und Steinconcentrationen seinen Antimon- und Arsengehalt so weit verliert, dass ein brauchbares Handelskupfer erfolgt.

Auf Manilla [4]) entsteht beim Rohschmelzen von geröstetem Enargit mit Schwefelkies (welch ersteres Erz auf 100 Thle. auszubringenden Kupfers 40 Thle. Arsen enthält) keine Speise, indem Schwefelarsen massenhaft verdampft. Bei antimonreicheren Erzen (z. B. Fahlerzen in Ungarn [5])) hat man es für vortheilhafter gefunden, durch Beschränkung des Kieszusatzes und durch Zuschläge von metallischem, die Speisebildung befördernden Eisen, von geröstetem Spatheisensteine u. s. w. (nicht Eisenfrischschlacken) neben Rohstein auf eine Speisebildung hinzuwirken (Niederschlagsarbeit S. 134).

Die Rohspeisebildung (S. 134) gestattet eine weit raschere Gewinnung des grösseren Silbergehaltes durch Amalgamation, als aus dem Schwarzkupfer, die Nutzbarmachung des Antimongehaltes und die Reinigung des Kupfers, indem sie die dem letzteren hauptsächlich schädlichen Bestandtheile (Antimon, Arsen, Kobalt und Nickel) aufnimmt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 349. 2) v. Leonhard, Hüttenerzeugnisse S. 76. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 92. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 403. 5) Oest. Ztschr. 1859, S. 282, 292. B. u. h. Ztg. 1866, S. 350.

Sehr vollständig, aber kostspieliger lässt sich Arsen entfernen, wenn man die Erze möglichst vollständig unter Zusatz von Kohle im Flammofen abröstet und dann mit Schwefelkies auf Rohstein schmilzt; es dampft dann ein etwaiger Rückhalt an Arsen als Schwefelarsen noch fort.

Fig. 108.

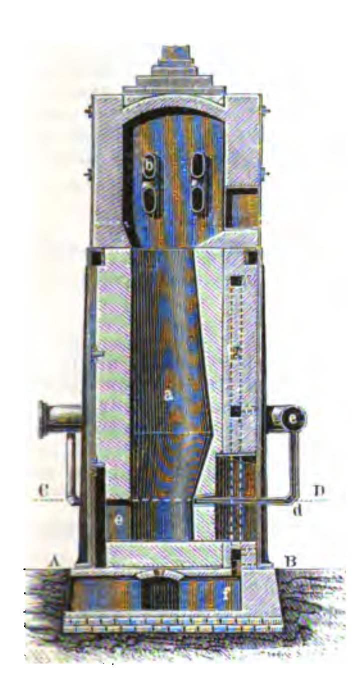


Fig. 109.

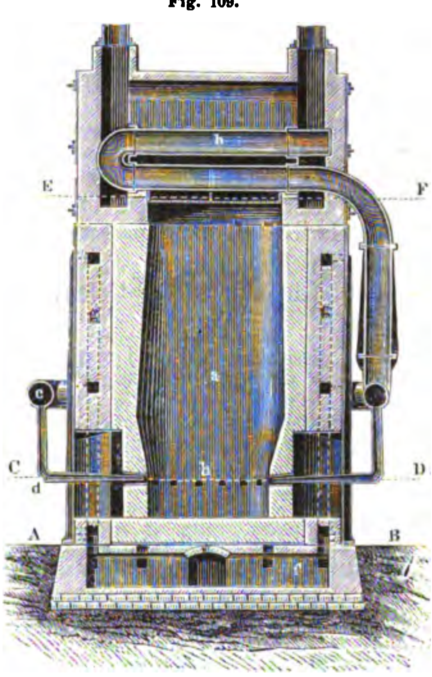
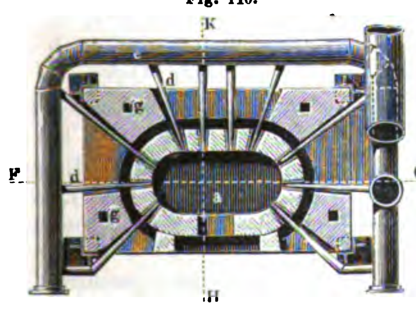


Fig. 110.



a Ofenschacht mit Rast an drei Seiten. *b* Winderhitzungsapparat. *c* Windleitungsröhre. *d* Düsen. *e* Vorwand. *f* Gewölbe unter dem Sohlsteine, durch welches von einer Feuerung kommende Gase in die Canäle *g* des Rauhgemäuers ziehen. *h* Formen.

6) Durch die Ofenconstruction, und zwar — Ofenconstruction.

a) Innere Gestalt. — Innengestalt. Dieselbe hat ähnliche Stadien durchlaufen wie diejenige der Bleiöfen (S. 33), bis man neuerdings auch für grössere Productionen zu den Raschetteöfen (S. 35) und Pilz'schen Oefen (S. 36) gelangt ist.

Während die Raschetteöfen im Mansfeld'schen[1]) nicht reüssirt haben, ist deren Anwendung in Saalfeld[2]), auf dem Elbuferkupferwerke[3]), in Fahlun[4]) und auf dem Oberharze hinsichtlich der Grösse der Production, des Aus-

1) Berggeist 1871, Nr. 4. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 389. 3) Ebend. 1866, S. 202. 4) Ebend. 1867, S. 274; 1868, S. 101, 178; 1870, S. 364. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 12, 459 (Zeichnung).

bringens u. s. w., aber nicht immer hinsichtlich des Brennmaterialverbrauches[1]) mit Vortheilen verbunden gewesen. Die ursprüngliche Gestalt des am Ural[2]) zuerst angewandten Ofens hat neuerdings von Skinder einige Abänderungen erhalten und ist ein Winderhitzungsapparat hinzugekommen (Fig. 108—110). Der auch in Freiberg zum Verschmelzen kupferhaltiger Producte dienende Pilz'sche Ofen (Fig. 29) ist auf der Kupferhütte der Mitterberger Gesellschaft zu Mühlbach[3]) vereinfacht und im Mansfeldschen[4]) hat man neuerdings statt der 4.39—5.02 m hohen Klein- und 5.65—6.28 m hohen Grossöfen[5]) (Fig. 115, 116), welche wegen Strengflüssigkeit der eisenarmen Beschickung und behufs guter Hitzeausnutzung zweckmässig die Gestalt von Eisenhohöfen mit Rast erhalten, 6förmige Rundöfen (Fig. 117, 118) errichtet. Zu Oker sind an Stelle der 1förmigen Oefen (Fig. 111) erst 2förmige, dann 4förmige Rundöfen (S. 93) getreten. Eine rastartige Erweiterung des Schachtes oberhalb der Form wirkt der Verbreitung einer zu hohen Temperatur nach oben hin und dadurch einer zu kräftigen Reduction entgegen (Mansfeld, Stephanshütte, Phönixhütte).

Höhe.

b) Höhe der Oefen. Auf dieselbe influiren hauptsächlich:

α) der Eisenoxydgehalt der Erze. Mit steigendem Gehalte daran erniedrigt man die Oefen, um der Eisensauenbildung entgegen zu wirken.

Aus diesem Grunde sind z. B. für die eisenoxydreichen gerösteten Unterharzer Erze die alten einförmigen Oefen (Fig. 111, 112) nur 1.88 m, die neuen 4förmigen Oefen über den Formen 2.75 m, für die eisenarmen Mansfelder Kupferschiefer die Oefen dagegen bis 9.41 m, für die in der Mitte stehenden Oberharzer Kupferkiese 3.45 m hoch. Die nicht bedeutende Höhe der Oker'schen 4förmigen Oefen gestattet noch einen Eisenoxydulgehalt der Schlacken bis 46 Proc., ohne dass Eisenausscheidung eintritt. Im Kaukasus[6]) hat man Oefen von nur 1.255 m Höhe, mit Blasebälgen oder Ventilatoren versehen.

β) Der Zinkgehalt. Der Ofenbruchbildung wegen macht man die Oefen für zinkische Erze niedriger, als für zinkfreie.

Niedrige Oefen für die Unterharzer Erze; 4.39—5.02 m hohe Oefen für die zinkischen Kupferschiefer der Kupferkammer und Friedeburger Hütte im Mansfeldschen und 5.02—6.28 m hohe Grossöfen für die zinkarmen Schiefer der Mansfelder und Eislebener Hütte.[7])

γ) Der Arsengehalt. Das Arsen raucht in höheren Oefen, in welchen die arsensauren Salze längere Zeit der reducirenden Wirkung ausgesetzt sind, als metallisches Arsen, arsenige Säure und auch als Schwefelarsen (S. 134) vollständiger weg, als in niedrigen Oefen.

Höhere Oefen für die arsenhaltigen Mansfelder Kupferschiefer der oberen Reviere[8]); Wegrauchen von Schwefelarsen in 2.3 m hohen Oefen auf Manilla.[9])

Herdöfen.

Nur in uncultivirten Gegenden werden noch eigentliche Herdöfen angewandt (Himalayagebirge[10]), Japan[11]), Manilla[12]), Zomelahuacan[13])), in Mexico catalonischer Herd mit Wassertrommelgebläse.

Auf Manilla erzeugt man aus arsenreichen Erzen ein sehr geschmeidiges Kupfer durch combinirtes Rösten und Schmelzen in Herden, wobei aber das Arsen weniger im oxydirten Zustande, als im geschwefelten verflüchtigt wird.

δ) Das Brennmaterial. Bei Cokes können die Oefen, wenn dieses sonst wünschenswerth, niedriger sein, als bei Holzkohlen, weil

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 100. 2) Ebend. 1862, S. 264; 1871, S. 57, 412. 3) Ebend. 1871, S. 285 (Zeichnung). Oest. Ztschr. 1878, Nr. 37. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 433. 5) Ebend. 1864, S. 221; 1871, S. 306. 6) Ebend. 1879, S. 134. 7) Ebend. 1864, S. 221. 8) Ebend. 9) Ebend. 1866, S. 350. 10) Ebend. 1862, S. 117. 11) Ebend. 1862, S. 118; 1865, S. 37; 1872, S. 398; 1875, S. 75; 1877, S. 174. Netto, Ueber japanesisches Berg- u. Hüttenwesen. Yokohama 1879, S. 11. Bgwfr. 6, 371; 16, 17. 12) B. u. h. Ztg. 1865, S. 37. 13) Preuss. Ztschr. 21, 24.

in Anbetracht des kleinen Cokesvolumens eine grössere Beschickungsmenge aufgenommen und erwärmt wird. Bei Holzkohlen zieht sich die Verbrennung mehr nach oben und verursacht unnöthig hohe Temperatur an der Gicht, in Folge dessen Cokes grösseren Effect als Holzkohlen geben.

Bredberg[1]) empfiehlt für schwedische Holzkohlenöfen nicht unter 6.28 m Höhe bei 1.26—1.57 m Weite an den Formen und 1.88—2.04 m im Bauche, für Cokes nicht unter 3.77—4.39 m Höhe.

c) Weite der Oefen.[2]) Je nach der beabsichtigten Grösse der Production hat man einförmige (Fig. 111, 112) und zweiförmige Oefen ohne (Oker) oder mit Schachtscheider (Atvidaberg); bei mehrförmigen liegen die Formen entweder in der Hinterwand neben einander (3—5förmige schwedische Suluöfen, Fig. 113, 114) oder an zwei gegenüber befindlichen Wänden wechselständig (Raschetteofen Fig. 25), oder sie sind symmetrisch im Gestelle vertheilt (Mansfelder Grossofen Fig. 115, Pilz'sche Rundöfen Fig. 29). Die Formen, früher meist einfache, sind bei den neueren mehrförmigen Oefen Wasserformen, wohl auch durch sie umgebende Wasserkästen gegen den Einfluss der Hitze geschützt (Mansfelder Rundofen). Die Formen liegen gewöhnlich horizontal (in Schmöllnitz haben sie für rohe Erze 4°, für geröstete 7—8° und für geröstete Reichleche 10° Neigung). Weite.

Ein Zinkgehalt der Erze erfordert im Schachte weitere Oefen und eine strengflüssige Beschickung ein engeres Gestell (Mansfelder Grossöfen).

Im Allgemeinen lassen mehrförmige Oefen (z. B. die Oker'schen 4förmigen gegen die 2förmigen) ausser vergrösserter Production eine gleichmässigere Schmelzung und bessere Separation der Massen zu, was sich besonders in dem geringeren Kupfergehalte der Schlacken zeigt.

d) Zumachen der Oefen (Allg. H. S. 256).

α) Sumpföfen gestatten ein leichtes Ausräumen des Herdes nach jedem Abstechen und eignen sich deshalb besonders für eisenreichere, zur Eisensauenbildung geneigte Erze (Unterharz, Schweden u. s. w.). Auch findet bei der Sumpfofenzustellung weniger leicht eine Eisenreduction statt, als in Oefen mit geschlossener Brust, z. B. Tiegelöfen. Die Absonderung von Stein und continuirlich auf der Trifft oder in einen Sumpf abfliessender Schlacke geschieht vollständiger als in Spuröfen, aber minder vollständig als in Tiegelöfen. Beim Abstechen entsteht im Herde ein leerer Raum, in welchen unvorbereitete Schmelzmaterialien gelangen und zur Ansatzbildung auf der Herdsohle Veranlassung geben können, was bei Spuröfen nicht der Fall ist. Der Stein wird von Zeit zu Zeit in Stechherde abgestochen, was wegen Hartwerdens des Stiches durch eindringende Schwefelmetalle oft beschwerlich wird. Aus dem Herde wird der Stein meist in Scheiben ausgehoben; sehr dichte, schwefelzinkreiche, schwer röstende Steine lässt man wohl aus dem Stechherde in einer dünnen Schicht auf die Hüttensohle laufen (Agordo). Zumachen.

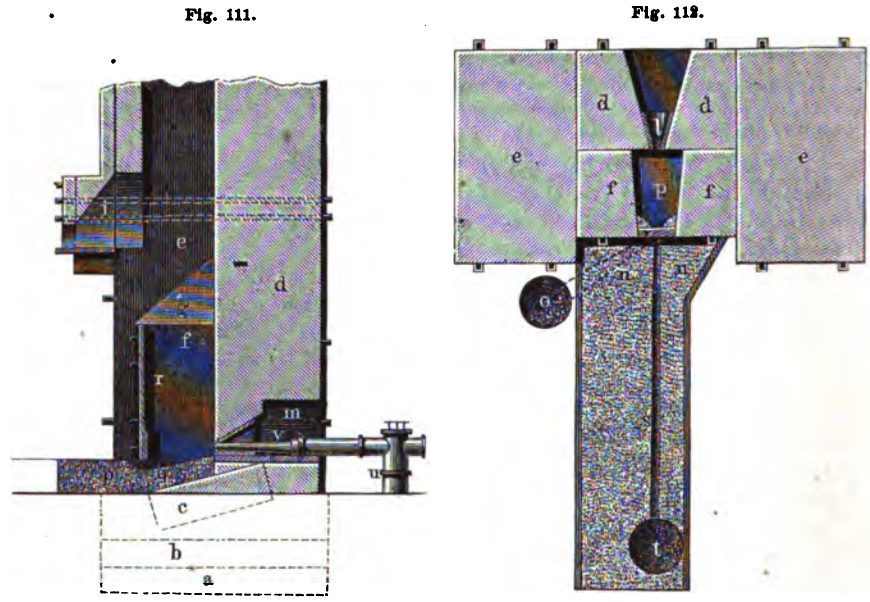
Aelterer einförmiger Unterharzer Kupferofen (Fig. 111, 112). *a* Fundament mit dem Kreuzabzuge *b*. *c* Sohlstein. *d* Brandmauer. *e* Pfeiler. *f* Futtermauern, vom Sohlsteine bis an die Flügel *g* hinten 1.88 m und vorn 2.09 m hoch, vorn 0.42 m und hinten 0.63 m weit bei 0.94 m Tiefe. *h* Schornstein. *i* Rauchmantel. *k* Form- Beispiele. Oker.

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 103. 2) Dimensionen u. Effect der Schachtöfen in B. u. h. Ztg. 1868, S. 101.

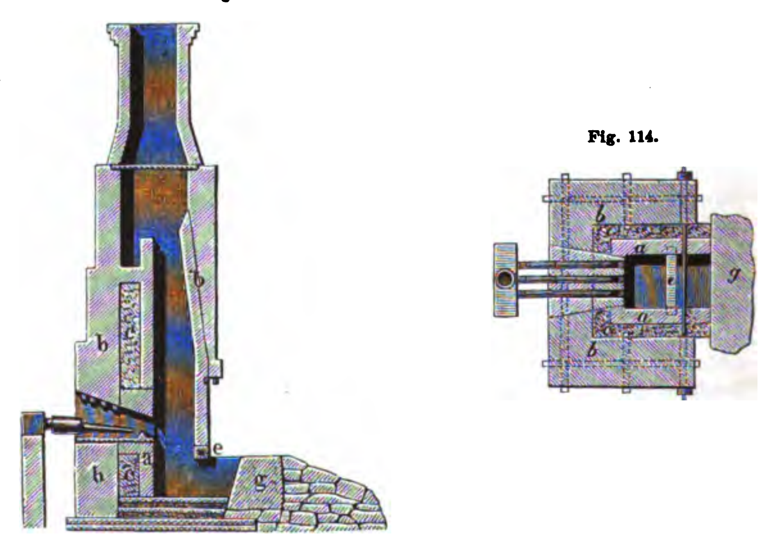
lager. *l* Form, 262 mm über dem Sohlsteine. *m* Formgewölbe. *n* Vorherd. *o* Stechherd. *p* Gestübbesohle. *q* Vortiegel. *r* Vorwand. *s* Schlackentrifft. *t* Schlackensumpf. *u* Windstock. *w* Düse.

Fig. 111. Fig. 112.



Neuerdings sind auch den Bleischmelzöfen (S. 92) ähnliche 2förmige Oefen in Anwendung, welche aber wegen grösseren Durchsetzquantums und besserer, von ärmeren

Fig. 113. Fig. 114.



Schlacken begleiteter Schmelzung 4förmigen Rundöfen[1]), die in vorhandenes altes Gemäuer eingebaut sind, immer mehr weichen. Ofenschacht der letzteren in der Form-

1) Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. VI, Fig. 1—4.

gegend 0.9 m, an der Gicht 1.20 m weit, Höhe von den Formen bis zur Aufgebeöffnung 2.75 m, mit Flugstaubkammern. Schlackensumpf und Vorherd mit Stechherden zu beiden Seiten zur Aufnahme des Steines.

3förmiger schwedischer Suluofen.[1]) (Fig. 113, 114.) *a* feuerfester Talkschiefer. *b* Backsteine. *c* Sandfüllung. *e* Tümpeleisen. *g* Wallstein aus Granit. Herdsohle aus abwechselnden Lagen von Sand und Talkschiefer, darauf eine Lage von gemengtem Sande und Thon und zu oberst eine 78 mm dicke Gestübbelage. Höhe des Schachtes 5.65 m, Breite in der Formhöhe 1.20 m, bei 2.5 m über der Herdsohle 1.26 m und an der Gicht 1.20 m; Tiefe am Tümpeleisen 0.84 m, an der Gicht 0.58 m, Formen 1.26 m über der Ofensohle und 0.47 m über der Unterkante des Tümpeleisens. Der geräumige Herd gestattet die Aufnahme grosser Steinquantitäten, eine vollständigere Separirung der Schlacken, welche Zeit finden, ihren Kupfergehalt noch zum Theil an den Stein abzugeben, sowie eine Oxydation und Verschlackung von Eisen, Zink u. s. w. im Steine unter Einwirkung von Gebläseluft. Schweden.

β) Spuröfen. Dieselben gewähren bei eisenarmer, wenig basischer, also zur Ansatzbildung minder geneigter Beschickung folgende Vortheile: wegen mangelnden Vorherdes geringere Kosten für Materialien (Gestübbe, Brennmaterial zum Abwärmen) und deren Zurichtung, bequemere Arbeit wegen nicht erforderlichen Abstechens des Steines, schneller Abfluss der Massen aus dem Herde ohne Entstehung leerer Räume, wie sonst beim Abstechen in Sumpf- und Tiegelöfen, deshalb mindere Neigung zur Ansatzbildung, grössere Förderung und längere Campagnen, Verdampfung schädlicher Bestandtheile (Arsen, Antimon, Zink) durch Einfluss der Luft auf die ausfliessenden Massen; Schattenseiten: unvollständige Sonderung von Schlacke und Stein ausserhalb des Ofens und deshalb Erfolg grösserer Mengen unreiner, wieder zu verschmelzender Schlacken (welcher Uebelstand sich aber durch Einleiten der flüssigen Masse in einen geräumigen bedeckten Sumpf beseitigen lässt, in welchem bei hinreichender Temperatur eine vollständigere Separation eintritt), leichte Absonderung von Schwarzkupfer, welches vom Steine weniger vollständig wieder aufgenommen wird. Damit sich die Producte bei der grösseren Förderung genügend kühlen können, wendet man Oefen mit zwei Augen (Brillenöfen) an, aus denen die geschmolzenen Massen abwechselnd in die Stechherde fliessen. Hier sondern sich die Schlacken nach dem specifischen Gewichte; die etwas erstarrten Schlacken werden vom Steine als sogenannte Felle abgezogen, was beschwerlich und mit mechanischen Verlusten verbunden ist, weshalb es vorzuziehen, die Schlacke aus dem bedeckten Vorherde von selbst in eiserne Wagen mit kegelförmigem Kasten überfliessen zu lassen, an deren tiefstem Punkte sich noch Steintheilchen ansammeln können. Der Stein wird entweder in Scheiben aus dem Herde genommen oder als König mittelst eines in die Mitte in heissem Zustande hineingesteckten Stecheisens herausgezogen und zerschlagen oder in ein Granulirbassin abgestochen. Spuröfen.

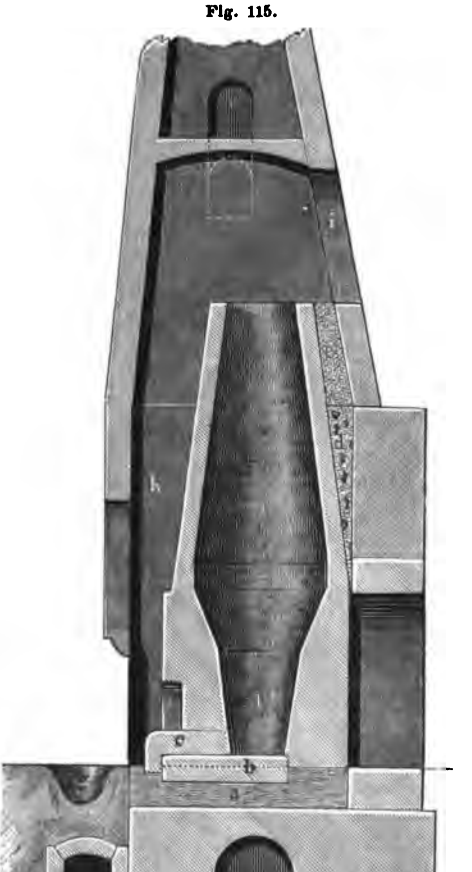
Mansfelder Grossöfen (Fig. 115, 116), sonst 2förmig, später 3förmig. *a* Lehmsohle. *b* Sohlstein, 1.88 m lang, 1.84 m breit und 0.47 m dick mit 52 mm Fall nach vorn. *c* Augenstein. *d* Schutt. *e* abgelagerter Flugstaub. *f* Flugstaubkammern. *g* Herdtiegel, vor welchem auf einigen Hütten der konische Schlackenwagen zur Aufnahme der überfliessenden Schlacke steht und darunter das Granulirbassin für den abzustechenden Stein (Oberhütte[2])). *h* Rauchfang. *i* Chargiröffnung. Beispiele. Mansfeld.

---

1) Sulu bezeichnet das während der Röstung durch die Hitze zusammengesinterte Erz.
2) Preuss. Ztschr. Bd. 17, Taf. 14, Fig. 12.

k Formgewölbe. *l* quadratisches Gestell von 0.94 m Weite in der Formgegend, bei 1.57 m Höhe und 1.26 m Weite. Höhe der Rast 0.71 m mit 1.84 m Durchmesser bei kreisförmigem Querschnitt. Höhe des Kohlensackes 0.39 m. Höhe des Schachtes über dem Kohlensacke 3.61 m. Gichtdurchmesser 0.94 m. Höhe der Formen über dem Sohlsteine 0.78—0.84 m. Ganze Höhe der Grossöfen 5.65—6.28 m. Die älteren einförmigen Kleinöfen mit Trapezquerschnitt ohne Rast, nach unten etwas zusammengezogen, hatten 4.39—5.02 m Höhe. Neuerdings sind 6förmige Rundtiegelöfen von verschiedener Höhe (S. 165) in Anwendung, welche allmählich die übrigen Oefen verdrängen werden.

Fig. 115.



Oberharz.

Oberharzer Brillenofen.[1]) 3.45 m hoch, 0.84 m weit, von 1.11 m Tiefe an der Form und 0.81 m an der Gicht, Düsendurchmesser 52 mm, Böschung der Formwand 78 mm, Formdurchmesser 0.047 m.

Briglia.

Brillenofen zu Briglia bei Florenz.[2]) Der quadratische nach oben zusammengezogene Ofen zeichnet sich durch eine stark geneigte Formwand aus.

Tiegelöfen.

γ) Tiegelöfen. Diese gestatten ein ruhigeres Schmelzen und vollständigeres Absetzen von Stein und Schlacke innerhalb des stark erhitzten Herdes, als Sumpf- und

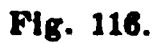
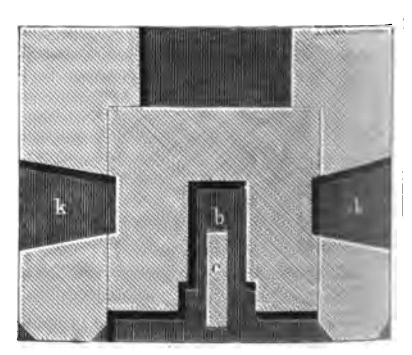


Fig. 116.



namentlich Brillenöfen, und es wird etwa ausgeschiedenes Kupfer vom Steine vollständiger wieder aufgenommen. Eisenreichere Beschickungen sind wegen leichter Eisensauenbildung (S. 161) weniger geeignet als eisenarme (Mansfeld).

1) Kerl, Met. 1, Taf. 8, Fig. 205, 206. 2) Petitgand in Revue de l'exposit. de 1867 par Cuyper, Vol. 3, Nr. 6, p. 260.

Mansfelder Rundöfen [1]) (Fig. 117, 118). *A* Ofenschacht, unten 1.88, oben 2.2 m weit und 8—8.5 m hoch. *a* 6 Formen, 52.3 mm weit, 1.1 m über dem Sohlsteine. *b* Abflussöffnung für die Schlacken durch ein Auge in einem mit Wasser gekühlten Steine in einen Wagen; die äusserlich erstarrten Schlackenblöcke entlassen beim Ausstürzen aus den Wagen noch flüssige Schlacke, welche mit Cokeslösche gemengt zur Herstellung von Schlackensteinen in Formen gebracht wird. *c* Stichöffnung für den Stein, welcher periodisch abgestochen durch die Rinne *d* und die Vertheilungsnäpfe *e* in ein Wasserbassin behufs des Granulirens fliesst. (Neuerdings kommt Rohstein auf eine Sandsohle abgestochen und in Stücke zerschlagen zum Rösten in Kilns.) *g* Windleitungsröhre. *h* Gascanäle, in die Abzugsröhren *l* mündend. *k* Parry'scher Trichter mit Conus von 0.94 m Durchmesser und 0.78 m Höhe, durch dessen Heben und Senken resp. über und unter die Verschlussmündung die Schmelzmassen nach der Mitte oder nach der Peripherie des Ofens dirigirt werden können. *m* Kernschacht, unten 0.74 m, über der Mitte 0.31 m, oben 0.26 m dick. *n* Rauhgemäuer, unten 1.02 m, oben 0.68 m dick bei 6.43 m Höhe und auf Eisensäulen *o* ruhend. Besondere Kühlapparate (eiserne Kästen mit spiralförmigen eisernen Röhren, in denen Wasser circulirt) sind um Formen und Steinabstich angebracht. Wegen zu kräftiger Eisenreduction hat man die Oefen unter Verminderung der Windpressung auf 6.9 m erniedrigt, auch solche mit Langen'schem Gasfange versehen und mit heissem Winde von 230° C. gespeist (S. 166).

Beispiele. Mansfeld.

Fig. 117.

Stefanshütter und Phönixhütter Ofen. [2]) Vom Bodensteine bis zu den Formen 1.88 m, von den Formen bis zur Gicht 4.23 m, bis zur Rast 0.78 m, Höhe der Rast 0.47 m, von Form bis Schlackenloch 0.77 m, Durchmesser des kreisrunden Schachtes an den beiden Formen 1.10 m, im Kohlensacke 1.57 m, an der Gicht 0.47 m, Neigung der Formen 104—130 mm, Düsenweite 30.5 mm, Windpressung 17.5 mm Quecksilber, Tiefe des Sumpfes 0.42 m. Von ähnlicher Zustellung sind die Oefen zur Zsarnowitzer Hütte. [3])

Stefanshütte.

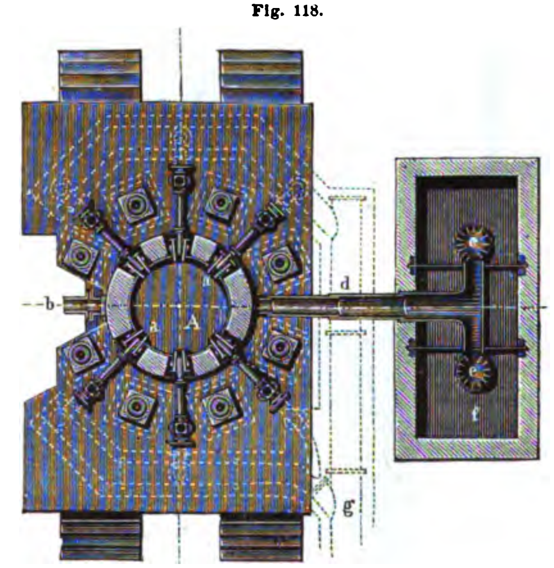
1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 115. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 402. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 98.

Röraas. Röraas. Zweiförmige Tiegelöfen mit offener Brust von 5 m Höhe bei rectangulärem Querschnitte von 0.94—1.26 m Seite in der Formhöhe.

Californien. Californischer Ofen.[1]) Derselbe besteht aus zwei in einander gesetzten Cylindern, deren Zwischenraum im oberen Theile mit feuerfestem Materiale gefüllt, in der Herdgegend aber mit darin circulirendem Wasser versehen ist.

Windverhältnisse. 7) Windzuführung. Man wendet meist Gebläse-, selten Zugschachtöfen (Bouc[2])) an. Die Windpressung richtet sich hauptsächlich nach der Beschaffenheit des Brennmateriales, der angestrebten Production und dem Eisengehalte der Beschickung, sowie nach deren Strengflüssigkeit. Starke Pressung und heisser Wind[3]) befördern namentlich bei engem Schmelzraume die Eisenreduction, führen aber, bei eisenärmeren Beschickungen angewandt, zu Brennstoffersparung, Temperatursteigerung und regelmässigerem Schmelzgange (besonders geeignet für Kupferschiefer).

Fig. 118.



Beispiele. Erhitzung des Windes im Mansfeld'schen[4]) in einem mit Braunkohlenklein auf Treppenrosten geheizten Wasseralfinger Apparate auf 130—150° C. und im mit Gichtgasen oder Braunkohlen geheizten Pistolenapparate auf 220—230°, Ersparung 180—200 Pf. an Cokes pro Fuder Schiefer. — Winderhitzung früher zu Riechelsdorf[5]) in einem Eisenbehälter oberhalb der Augenöffnung durch herabgezogene Gichtgase und die Augenflamme; im Raschetteofen (Fig. 109) durch die Gichtgase oberhalb der Gicht. Auch ist das Einleiten von Wasserdämpfen[6]) oberhalb der Form versucht worden. Als Gebläse dienen meist Cylindergeblässe, seltener Balggebläse, Centrifugalgebläse und Root'sche Blowers (Kaukasus).

Brennstoffe. 8) Brennmaterial. Von verkohlten Brennstoffen wendet man Holzkohlen und Cokes an, je nach deren Preis.

Cokes geben höhere Temperaturen, tragen schwereren Satz, entwickeln weniger Kohlenoxydgas, befördern also die Eisenreduction weniger und bewirken eine stärkere Verflüchtigung von Zink (der Unterharzer Zinkstuhl ist seit Anwendung von Cokes eingegangen). Grossblasige Cokes, z. B. Schaumburger, welche sich in ihrer Beschaffenheit den Holzkohlen nähern, erfordern minder hohe Windpressungen, wirken kräftig reducirend und ihre Verbrennung wird weniger leicht durch Einhüllung in zähflüssige Schlacke oder feine Erztheilchen beeinträchtigt, als bei dichteren Cokes. Bei Schmelzungen, wo sich Schwarzkupfer erzeugt, wird dieses bei Holzkohlen reiner als bei Cokes. Das Verschmelzen von eisenreichen Erzen mit Cokes in niedrigen Oefen (Oker) gestattet im Allgemeinen eine geringere Ausnutzung des Brennstoffes, als das von eisen-

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 316. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 242; 1862, S. 63. 3) Merbach, Anwend. d. erhitzt. Gebläseluft 1840, S. 191. 4) Preuss. Ztschr. 17, 155. B. u. h. Ztg. 1870, S. 425. 5) Kerl, Met. 2, Taf. 5, Fig. 99—101. 6) B. u. h. Ztg. 1856, S. 138. Scheerer's Met. 2, 32.

armen Erzen in höheren Oefen (Mansfeld), aber bei dem grossen Durchsetzquantum vielförmiger Oefen wechseln die Gichten rascher und durch das öftere Aufgeben der Beschickung lassen sich auch niedrigere Oefen an der Gicht kühl und dunkel halten.

Rohe Brennstoffe kommen seltener zur Nutzung.

In Boston[1]) Anthracit in niedrigen Sumpföfen bei sehr raschem, mit Brennstoffersparung verbundenen Schmelzen; Holz[2]) und Torf[3]) in Sibirien.

47. Ofenbetrieb. Die dabei vorkommenden Operationen (Allg. H. S. 266) sind hauptsächlich folgende: Operationen.

1) Chargiren. Während man früher bei den kleineren Oefen mit einfachen Formen zum Schutze derselben und um den Wind mitten in den Ofen zu leiten, mit Nase (Allg. H. S. 268) schmolz, indem die Beschickung an die Formwände und das Brennmaterial an die Vorderwand gesetzt wurde, so chargirt man bei den neueren mehrförmigen Rund- und Raschetteöfen mit gekühlten Wasserformen Erz und Brennmaterial wie in Eisenhohöfen in mehr oder weniger horizontalen Lagen und hat dann an der Gicht auch ähnliche Chargirvorrichtungen (Parry's und Jacobi's Trichter, Langen'scher Glockenapparat) wie in Eisenhohöfen angebracht. In vertik. Säulen. In horizont. Lagen.

Einer zu kräftigen Reduction von Eisen ist bei diesem, einen besseren Schmelzgang herbeiführenden Verfahren entgegen zu wirken durch passende Ofenhöhe und Construction, namentlich nicht zu engem Gestell und zu heissem Wind, passende Windpressung, richtiges Verhältniss zwischen Beschickungssatz und Brennmaterial. Eisenreduction.

Im Mansfeld'schen Tiegelofen mit Jacobi'schem Chargirapparate (S. 165) chargirt man dreimal die Beschickung mehr nach der Peripherie und die Cokesgichten mehr nach der Mitte, jedes vierte Mal umgekehrt. — Zu Mühlbach[4]) übersteigt die Tagesleistung des Rundofens diejenige von drei Krummöfen bei 33 Proc. Kohlenersparung; die Leche aus ersterem enthalten 2—3 Proc. Eisen mehr als aus letzteren, während die Schlacken aus ersterem daran ärmer sind. Beispiele.

2) Entfernung der geschmolzenen Massen aus dem Herde. Das Verfahren dabei variirt je nach der Zustellungsart der Oefen (S. 161) und ist bereits bei Besprechung derselben erwähnt. Abstechen u. s. w.

3) Veränderung des Ofenganges bei eintretenden Abnormitäten. Als Kennzeichen zur Beurtheilung desselben können dienen: Ofengang.

a) Der Kupfergehalt des Steines (S. 155), nach äusseren Kennzeichen oder nach Proben zu ermitteln und auf richtige, zu starke oder zu schwache Röstung deutend; danach nochmalige Erzröstung oder Zuschlag von rohem Erze oder Schwefelkiese.

b) Die Beschaffenheit der Schlacke und zwar Schmelzbarkeit, zäher oder dünner Fluss, Erstarrbarkeit, Farbe (röthliche Schlacke deutet auf Kupferverschlackung und verlangt minder starke Erzröstung oder Zuschlag von rohen Erzen); Entstehung mussiger, vom Steine sich unvollkommen absondernder Schlacken in Folge zu schwacher Röstung (S. 158), durch Skumnasbildung (S. 158) bei viel unzersetzter Zinkblende, bei Mangel an Kieselsäure (S. 158) u. s. w.

c) Abscheidung von Schwarzkupfer oder Speise, bald erwünscht, bald unerwünscht (S. 158), eine Folge des Röstungsgrades und der Anwesenheit von Arsen, Antimon, viel oxydischen Substanzen u. s. w.

d) Bildung von Ansätzen oder Eisensauen im Herde in Folge Mangels oder Ueberschusses von Kieselsäure (S. 157), zu hoher Temperatur (S. 155), zu kräftig reducirender Wirkung (S. 155), zu starker Röstung (S. 155) u. s. w.

e) Schmelzverhalten vor der Form. Ruhiges oder unruhiges Schmelzen, Ansatzbildung, helle oder dunkle Formen, Nasenbildung u. s. w.

---

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 310, 325. 2) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 17, 471. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 399. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 285.

f) Beschaffenheit der Gicht. Helle oder dunkle Gicht, Ansätze von Ofenbrüchen unterhalb derselben, regelmässiges Eingehen der Sätze u. s. w.

Beispiel.

Als Beispiele für den Ofenbetrieb mögen gelten:

Mansfeld.

Mansfeld.[1]) Abwärmen des Pilz'schen Tiegelofens (S. 165) während drei bis vier Tagen mit Braunkohlen oder Wellen, Auffüllen des Schachtes bis auf 2.5 bis 3 m Höhe mit Stücken von Wellholz und einigen Tonnen Holzkohlen, dann Aufgeben leerer Cokesgichten, Anlassen des Gebläses, Chargiren, wenn der Ofen in Gluth gekommen, mit leichten Gichten von 100 kg gebranntem Schiefer (S. 138) und 5 kg Flussspath, Abbrechen des letzteren bis zum normalen Gange (2—6 Wochen). Regelmässiges Chargiren von 200 kg Cokes, darauf 850 kg gebrannte Schiefer (S. 138), 300 kg Dachberge, 50 kg Spurschlacke, 50 kg Krätzen (Schweel) in der S. 165 angegebenen Weise. Chargiren mit vierrädrigen, mit Dampfaufzug auf die Gicht gehobenen Hunden. Durchsetzquantum in 24 St. 40—50 Fuder (120 000—150 000 kg) mit Ausbringen von 250 kg Rohstein (S. 169) pro Fuder (3000 kg) mit 36 Proc. Cu und 0.18 Proc. Ag. Ansammeln der flüssigen Massen im Herdsumpfe auf 0.84 m Höhe, Abfliessen der Schlacke (S. 157) mit 0.6—0.7 Proc. Cu durch das Auge in einer eisernen Rinne in eiserne Hunde (Benutzung der Schlacke zu Bausteinen und Wegebaumaterial). Steinabstich nach jedesmal 8 Stunden in Wasser an der entgegengesetzten Seite des Herdes, rasches Ausbringen der Rohsteingranalien aus dem Wasser, welche dann durch ihre eigene Wärme, ohne viel Vitriol zu bilden, auf 7 Proc. Nässe gebracht werden. Neuerdings Abstechen des Steines, statt des Granulirens, auf die Sandsohle und Zerschlagen desselben nach dem Erkalten behufs Röstung in Kilns. Campagnendauer $^3/_4$—2 Jahre. Zwei Cylindergebläse liefern pro Min. 154.5—185.5 cbm Wind mit 105 mm Quecksilberpressung bei 111.2 cbm grossen Regulatoren und Winderhitzung im Pistolenapparate auf 300° C.

Oker.[2]) Verarbeitung der rohen reichen Kupfererze, bestehend aus etwa 45 Proc. Kupferkies, 25 Proc. Schwefelkies, 12 Proc. Zinkblende, 5 Proc. Bleiglanz, 7 Proc. Schwerspath und 6 Proc. sonstigen Gangarten mit 15—22 Proc. Cu mit den ärmeren, in den Schwefelsäurefabriken (S. 142) auf etwa 10 Proc. S abgerösteten Kupfererzen in als Sumpföfen zugestellten 4förmigen Rundschachtöfen (S. 93) nebst geringwerthigen kieselsäurehaltigen Erzen (20 Proc. Kniest, mit Kupfererzen imprägnirtes Nebengestein des Rammelsberger Lagers, Wissenbacher Schiefer mit 4—5 Proc. Cu und 25—40 Proc. Kiesen) und 60 Proc. Kupfer-Steinschlacken, damit sich eine Schlacke mit etwa 25 Proc. $Si\,O_2$ erzeugt (S. 157), deren Eisenoxydulgehalt aus angegebenen Gründen (S. 160) sich bis auf 46 Proc. steigern kann, ohne eine Eisenausscheidung befürchten zu müssen. Satz auf 100 Theile Beschickung 20 Theile Cokes (Gemenge mittelschwerer Cokes von Obernkirchen und westphälischer von mittlerer Dichtigkeit) bei 25 mm Windpressung, tägliches Durchsetzquantum 10 000—10 500 kg; das Brennmaterial setzt man mehr nach der Vorwand des Ofens hin, wo die stärkste Abkühlung stattfindet. Campagnen von $^1/_2$ Jahr Dauer bei achttägigem Erneuern des Vorherdes. Erfolg von basischen Schlacken (S. 157) mit 0.3—0.5 Proc. Kupfergehalt und Rohstein (S. 169) mit 35—45 Proc. Cu zum Concentriren nach vorheriger Röstung.

Chili.[3]) Während die meisten Erze in Flammöfen verhüttet werden, so verschmilzt man die leichtflüssigen Erze von Panulcillo in 8förmigen Pilzöfen, wobei auf 1 Thl. Cokes 7.5—9 Thle. Erz verbraucht und täglich 46 000 kg davon durchgesetzt werden.

48. Producte vom Rohschmelzen. Als solche können erfolgen:

Rohstein.

1) Rohstein[4]) (Allg. H. S. 383), vorherrschend geschwefeltes Eisen und Kupfer mit mehr oder weniger Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Silber, Arsen, Antimon, Wismuth; meist röthlichgrau, ins Bläuliche, dicht oder krystallinisch, an der Luft anlaufend, entweder in Gestalt von Scheiben, Königen oder Granalien.

Zerkleinerung.

Das Granuliren zieht man dem Mahlen als einer beschwerlichen und ungesunden Arbeit vor, wenn eine Röstung des Steines mit Nutzbarmachung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung stattfinden soll (frühere Röstung im Gerstenhöfer'schen

1) Oest. Ztschr. 1871, Nr. 10. 2) Preuss. Ztschr. Bd. 25 (Bräuning). 3) B. u. h. Ztg. 1877, S. 130. 4) Münster, Constitution der Steine in B. u. h. Ztg. 1877, S. 195.

Ofen im Mansfeldschen[1]), jetzt, wie bemerkt, Rösten in Stücken in Kilns). Die Granalien sind rasch (nach 3—6 Tagen) zu trocknen, um einer Vitriolbildung entgegenzuwirken (S. 165), welche Schwefelverlust beim Rösten bedingt und mangelnde Spurgaare der Mehle veranlasst. Explosionen sind beim Einleiten des Steines in möglichst dünnem Strahle ins Wasser nicht zu fürchten. Statt des Granulirens kommt auch ein Walzen der Steine vor. Die nach dem Ablassen des Steines im Stechherde zurückbleibende Schaale mit anhängendem Gestübbe, welches nicht zu thonreich sein darf, giebt man ins Schmelzen zurück.

Zusammensetzung. Die Rohsteine enthalten entweder so viel Schwefel, dass derselbe zur Bildung von Halbkupfersulfuret und einfachen Sulfureten der übrigen elektropositiven Metalle (Cu_2S und FeS, sowie ZnS, PbS, NiS, CoS, u. s. w.) hinreicht (Mansfeld, Riechelsdorf, Oker), oder es ist weniger Schwefel als Fe_2S und Pb_2S vorhanden (Siegener Hütten, schwedische Sulusteine); selten findet sich ein Ueberschuss von Schwefel, weniger wahrscheinlich einer höheren Schwefelungsstufe, z. B. Fe_4S_5, zuzuschreiben, als der Analyse (zuweilen Mansfelder Rohsteine).

Zusammensetzung von Rohsteinen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.
Kupfer . .	34.1—51.2	57.6—61.9	42.9—43.8	8.3—12.0	22.1	22.03	33.03	41.36
Eisen . .	17.6—24.7	11.1—16.9	25.1—27.1	55.8—62.9	47.6	52.14	50.00	25.54
Zink . . .	2.4— 9.6	—	—	1.2— 2.9	—	—	—	4.82
Nickel . . } Kobalt . . }	1.0— 2.6	1.1— 2.1	0.6— 1.1	—	—	—	—	—
Blei . . .	0.9— 2.5	0 — 1.4	0.9— 1.2	0.6— 3.9	—	—	—	3.87
Silber . . .	01— 0.3	0.06	—	—	0.08	—	—	—
Mangan . .	—	—	0— 2.33	—	—	—	—	—
Antimon .	—	—	—	—	3.5	—	1.04	—
Schwefel .	25.1—29.8	23.9—24.3	26.6—28.3	24.6—27.2	25.8	25.15	25.49	21.76

a. Mansfelder St., nFeS, Cu_2S mit gewöhnlich 30—40 Proc. Cu. b. Von Oker = nFeS + nCu_2S. c. Von Riechelsdorf. d. Von Fahlun, mit viel Halbschwefeleisen, nRS, nR_2S, worin RS = ZnS und PbS, R_2S = Cu_2S und Fe_2S. e. Von Stefanshütte aus Fahlerzen, nebst Speise (S. 170) gefallen. f. Von Röraas. g. Von Phönixhütte. h. Von Oker. — Russische Steine in B. u. h. Ztg. 1876, S. 416.

Verwendung. Die Rohsteine werden entweder stark geröstet und auf Schwarzkupfer verschmolzen (Dillenburg, Ungarn, Fahlun, Röraas, Atvidaberg), wenn sie hinreichend reich und rein sind, oder im entgegengesetzten Falle (Ober- und Unterharz), auch wenn sie behufs der Entsilberung einer Anreicherung bedürfen (Mansfeld, Freiberg), nach vorheriger schwächerer Röstung ein oder mehrere Male im Schacht- oder Flammofen gespurt. Beim Rösten in Kilns oder im Gerstenhöfer'schen Ofen kann die schweflige Säure nutzbar gemacht werden.

Rohschlacken. Eigenschaften. 2) Rohschlacke von der S. 156, 157 angegebenen Zusammensetzung, bei höherer Silicirung und grossem Erdengehalte zähflüssig, langsam erstarrend, glasig, schwarz, dunkelgrün, bräunlich, blau und grau (Mansfeld, spec. Gew. roh 2.7119, getempert 2.8992 bei $23^1/_2$° C.); bei minderer Silicirung und grösserem Eisengehalte weniger zähflüssig, schwarz, strahlig oder blättrig, zuweilen als Augit krystallisirt (Fahlun, bei 3.538—3.578 spec. Gew.); bei noch minderer Silicirung und sehr grossem Eisengehalte sehr dünnflüssig, rasch erstarrend, stahlgrau bis eisenschwarz und halbmetallisch glänzend, selten krystallisirt (Oker, bei 4.11—4.73 spec. Gew. mit Härte 5.75). Der Kupfergehalt der Schlacken rührt theils von verschlacktem Kupfer, theils von eingemengtem Steine her.

Anwendung. Die Schlacken werden entweder abgesetzt oder bei Schmelzprocessen zugeschlagen, um als Solvirungsmittel und bei hohem Eisengehalte als Niederschlags-

1) Preuss. Ztschr. 17, 155.

mittel für Schwefelungen zu dienen (Unterharzer Schlacken bei der Oberharzer Bleiarbeit, S. 62), oder saure zähflüssige Schlacken werden wohl mit eingemengtem Cokesklein zu Bausteinen[1]) geformt, in Gruben langsam abgekühlt (getempert), um als Chausseebaumaterial benutzt zu werden, oder zu Mörtelsand granulirt (Mansfeld[2])).

Schweel.

Mit dem Namen Schweel belegt man beim Kupferschieferschmelzen die zwischen dem Steine und den Herdwänden sich anlegende, Steintheilchen einschliessende und zum Schmelzen zurückkommende Schlacke; mit Krätze die den Stein im Herde zuletzt bedeckende Schlacke.

Krätze.

Gichtgase.

3) Gichtgase. Dieselben aus Riechelsdorfer[3]) und Mansfelder Kupferschieferöfen[4]) enthielten 20—30 Proc. brennbare Gase und zwar war die Menge der letzteren bei Holzkohlen und kalter Luft am grössten, bei Cokes mit heisser Luft am kleinsten. Der Brennstoffverlust durch Wärmeabgang in den Gichtgasen betrug 50—58 Proc.

Die Gase werden wegen geringer Brennbarkeit, grösseren Gehaltes an schwefliger Säure und Absatz von viel Flugstaub selten, zuweilen aber zur Erhitzung der Gebläseluft benutzt (Raschetteofen S. 159, früher Riechelsdorf S. 166), in Atvidaberg versuchsweise zur Dampfkesselheizung.

Ausser diesen Hauptproducten können noch erfolgen:

Schwarzkupfer.

4) Schwarzkupfer, selten und nur bei reinen Erzen absichtlich erzeugt, bei unreineren in Folge zu starker Röstung, fehlerhafter Beschickung u. s. w. gefallen und wegen grosser Unreinheit nur mit grossen Verlusten gaar zu machen; wenn silber- und goldhaltig, meist auf nassem Wege extrahirt.

Speise.

5) Speise (Allg. H. S. 386). Bei antimon-, arsen- und eisenhaltigen, auch nickel- und kobalthaltigen Erzen zufällig (z. B. bei zu starker Röstung) oder absichtlich erzeugt, um den grössten Theil des Arsens und Antimons darin abzuscheiden und vom Rohsteine fern zu halten (S. 158). Bei einem Gold- und Silbergehalte der Erze geht dieser zum Theil in die Speise, desgleichen viel Kupfer.

Zusammensetzung.

Zusammensetzung von Speisen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kupfer . . .	81.87	12.99	41.18	48.10	26.93	10.00
Blei	10.26	0.09	0.69	20.69	—	—
Eisen . . .	2.75	12.63	35.41	1.20 }	9.11	—
Nickel . . .	Spr.	1.40	0.09	0.32 }	— }	1.50
Kobalt . . .	Spr.	0.09	0.04	— }	— }	
Wismuth . .	—	1.26	—	2.04	—	—
Antimon . .	2.55	60.00	10.79	21.56	62.41	85.00
Arsen . . .	1.01	7.42	6.10	0.78	—	—
Silber . . .	0.22	0.36	0.03	Spr.	0.20	—
Gold . . .	—	0.06	—	—	—	—
Schwefel . .	0.60	2.04	2.60	1.88	1.37	2.00

a. Aelteres Königskupfer von Oker. b. Fahlerzspeise von Schmöllnitz. c. Desgl. von Neusohl. d. Desgl. von Oeblarn. e. Von Stefanshütte in Oberungarn. f. Rohantimon daraus.

Aufarbeitung.

Die Speisen werden entweder auf Schwarzkupfer verblasen und dieses auf nassem Wege auf Gold, Silber und Kupfer weiter verarbeitet (zu Oker mittelst verdünnter Schwefelsäure), oder durch Amalgamation oder Extraction entsilbert, die Rückstände davon mit Schwefelkies auf Kupferstein und Speise (Rohantimon, Analyse S. 170) verschmolzen (Stefanshütte[5]), welche man durch Umschmelzen mit Soda raffinirt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 453. Bgwfd. 14, 481. 2) Preuss. Ztschr. 17, 156. B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1870, S. 425; 1871, S. 299. 3) Poggend. Ann. 50, 81, 637. 4) Bergwerksfr. 5, 208; 6, 513; 7, 545. Gase aus russischen Schmelzöfen in B. u. h. Ztg. 1846, S. 569. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 403; 1866, S. 24; 1868, S. 49. Kerl, Met. 2, 554, 560.

Ferientsik[1]) hat die Rohspeise unter Gewinnung von Antimonoxyd auf Rohkupfer verblasen und dieses durch Amalgamation entsilbert.

6) Eisensauen (Bären, Wölfe), Verbindungen von Metallen (Eisen, Kupfer, Silber, Gold, Nickel, Kobalt, Zink u. s. w.) mit Nichtmetallen (Schwefel, Phosphor, Silicium, Kohlenstoff, Antimon, Arsen), zuweilen mit selteneren Metallen, welche man im Erze kaum nachweisen kann (Molybdän und Vanadin im Mansfeldschen[2])). Dieselben entstehen entweder durch Reduction von Eisenoxyd aus der Beschickung (S. 155) oder nach Münster[3]) durch Abscheidung aus mit Eisen übersättigtem Steine. Eisensauen.

Während die schwefelhaltigen Gebilde sich ohne grosse Mühe leichter im heissen als im kalten Zustande zerschlagen lassen (Atvidaberg, Mansfeld), setzen die kohlenstoffhaltigen, stahlartigen der Zerkleinerung oft grosse Hindernisse entgegen (Sprengen mit Nitroglycerin). Die Sauen setzen sich entweder auf dem Sohlstein fest oder fliessen mit dem Steine ab und sammeln sich unter demselben. Mit dem Kupfergehalte steigt die Leichtschmelzigkeit.

Analysen von Eisensauen: Zusammensetzung.

	a.	b.	c.	d.
Eisen	57.7 —76.8	44.7	86.6	90.041
Nickel	1.2 — 4.6	3.4	—	Spr.
Kobalt	0.7 — 3.3	—	3.6	0.666
Kupfer	1.8 — 4.3	1.5	5.2	5.343
Mangan	0.01— 0.02	—	—	—
Schwefel	0.1 — 2.0	—	0.6	0.404
Phosphor	1.3 — 6.0	—	1.0	1.464
Silicium	0.3 — 0.4	0.9	3.0	1.644
Arsen	1.4 — 2.5	—	—	0.013
Molybdän	9.1 —28.5	45.6	—	—
Kohle	0.4 — 1.4	—	0.7	0.723

a. Mansfelder E. b. Desgleichen umgeschmolzen. c. Riechelsdorfer E. d. Vom Kupferschieferschmelzen zu Stilles Glück bei Jauer in Schlesien.[4])

Die Eisensauen werden entweder abgesetzt oder auf die darin enthaltenen nutzbaren Metalle weiter verwerthet. Im Mansfeld'schen: Rösten in Stadeln in Quantitäten von 7500 kg mit Wellholz und Kohlen und Abpochen des gerösteten Steines, oder Absonderung des Steines durch Umschmelzen der Sauen in einem aus feuerfesten Steinen erbauten Ofen; Verblasen auf Kupfer im Sauenherde zu Atvidaberg[5]) und Schmöllnitz[6]); oxydirendes Schmelzen auf Stahl oder Stabeisen[7]); Verschmelzen mit Schwefelkies auf Stein oder Klosslech zu Szaska[8]), was im Mansfeld'schen nicht gelang, sowie mit Bleiglanz (Schemnitz); Glühen im Flammofen und Abschmelzen durch aufgestreuten Schwefel oder durch Glaubersalz und Kohle in Sibirien[9]); zu Fahlun[10]) durch Einbringen von Eisensauen (Sulunasen) in die Erzröststadeln; durch Aussaigern des Steines aus denselben und Auflösen des Rückstandes in verdünnter Schwefelsäure, um Gold und Silber im Rückstande zu gewinnen und das Kupfer in Vitriol zu verwandeln. Zu Oker Schmelzen der Verblasenschlacken vom Granuliren silberreichen unreinen Schwarzkupfers in Oefen, auf deren Sohle kupferhaltige Eisensauen angewachsen sind, wo dann die aus den Schlacken gebildete Speise (s. Gaarmachen im Spleissofen) die Ofensau auflöst. Aufarbeitung.

7) Ofenbrüche, Geschur und Gekrätz, erstere geschwefelt (Arsen, Zink, Blei), oxydirt (Zinn, Zink, Feldspath u. s. w.). Werden wohl im gerösteten oder gewaschenen Zustande beim Erzschmelzen zugeschlagen. Ofenbrüche.

In reichlicher Menge sich bildende zinkische Ofenbrüche müssen von Zeit zu Zeit weggekeilt werden (Atvidaberg[11]) und können zur Zinkgewinnung dienen.

1) Oest. Ztschr. 1859, S. 293, 325. 2) Erdm. J. 9, 177. 3) B. u. h. Ztg. 1877, S. 219. 4) Dingl. 196, 74. 5) B. u. h. Ztg. 1859, S. 84. 6) Oest. Ztschr. 1859, Nr. 42. 7) B. u. h. Ztg. 1862, S. 464. 8) Ann. d. min. 4. sér. 10, 555. 9) B. u. h. Ztg. 1853, S. 486. 10) Ebend. 1867, S. 400. 11) Ebend. 1859, S. 74.



Zum Entfernen derselben aus den Mansfelder Pilzöfen dienen verloren vermauerte grosse Oeffnungen im oberen Schachttheile.

Ofenrauch. 8) Ofenrauch[1]), welcher sich auf verschiedene Weise zugutemachen lässt (Bagg's Verfahren[2]), Auflösen in Schwefelsäure u. a.).

3. Capitel. **Steinconcentration.**

Schmelzen auf Schwarzkupfer. Concentriren.

49. Zweck und Theorie. Silberarme, hinreichend kupferhaltige, reine, d. h. von Blei, Antimon und Arsen möglichst freie Steine können sofort todt geröstet und durch ein reducirend-solvirendes Schmelzen auf Schwarzkupfer verarbeitet werden (Norwegen, Schweden u. s. w.). Dagegen muss trotz ihrer Kostspieligkeit eine Concentration[3]) des Kupfergehaltes ausgeführt werden:

1) Bei unreinen, antimon-, arsen- und bleihaltigen Steinen, indem man durch wiederholte Röstungen und reducirend-solvirende Schmelzungen die fremden Beimengungen immer mehr durch Verschlackung und Verflüchtigung beseitigt, das Kupfer aber in einem nunmehr gereinigten Steine (Concentrations-, Spur-, Kupfer-, Mittel-, Doublirstein, Reichlech) ansammelt, welcher dann nach dem Todtrösten ein für das Gaarmachen hinreichend reines Schwarzkupfer liefert. Das Rösten geschieht gewöhnlich in Haufen, Stadeln oder Kilns, das Schmelzen im Schachtofen (Oberharz, Unterharz, Müsen u. s. w.).

Da man den Grad der Abröstung nicht in der Gewalt hat, so erfolgt bei zu weit getriebener Röstung, also bei Mangel an Schwefel und der kräftig reducirenden Wirkung der Kohle im Schachtofen neben Concentrationsstein häufig ein Eisen, Antimon und Arsen enthaltendes Schwarzkupfer, welches um so reiner ist, bei einer je späteren Steinconcentration dasselbe gefallen. Gewöhnlich werden diese Schwarzkupfersorten gemeinschaftlich auf eine Sorte von mittlerer Qualität gaargemacht oder bessere und schlechtere Sorten separirt daraus dargestellt.[4])

Zur Beseitigung eines grösseren Antimon- und Arsengehaltes beim Concentriren der Leche wendet man wohl folgende Mittel an: Einmengen von Brennmaterial beim Rösten in Haufen und Stadeln (S. 158) oder von reinen geschwefelten Erzen oder Dünnstein in den späteren Röstfeuern (S. 158), absichtliche Speisebildung (Schmöllnitzer Niederschlagsarbeit[5])), oxydirendes Schmelzen der Steine mit Gebläseluft (Verblasen zu Andreasberg[6])). — Zur Beschleunigung des Concentrirens ist das Bessemern der Kupfersteine vorgeschlagen (S. 136). Auf sibirischen Hütten[7]) werden eisenreiche Leche im Spleissofen unter Schlackenzusatz auf Schwarzkupfer verschmolzen. Je reicher an Kupfer, desto leichtschmelziger werden die Steine.

Eisenreiche Steine. 2) Bei kupferarmen, eisenreichen Steinen wie im vorigen Falle; es würde sonst aus dem todtgerösteten Rohsteine ein eisenreiches, nur mit grossen Verlusten zu gaarendes Schwarzkupfer erfolgen.

Silber- und goldhaltige Steine. 3) Bei silber- oder goldhaltigen Steinen, welche zur Ausziehung der edlen Metalle mit möglichst wenig Verlusten einen bestimmten Kupfergehalt (Mansfelder Concentrationssteine z. B. gegen 65 Proc. Kupfer) oder zur Erzielung gut verwerthbarer Endproducte die möglichst vollständige Entfernung fremder Bestandtheile, namentlich

1) Condensat. der Kupferdämpfe in Mech. Mag. N. Sér. 17, 38. Allg. H. S. 309. 2) Min. Journ. 1867, Nr. 751. 3) Bgwfr. 1, 49, 81; 2, 113. 4) Oest. Ztschr. 1859, S. 293. 5) Ebend. S. 292. 6) Kerl, Oberh. Hüttenpr. 1860, S. 520, 691. 7) Kerl, Met. 2, 567.

des Eisens verlangen (Freiberger Spurstein behufs Erzeugung von reinem Kupfervitriol). Dabei muss entweder der Fall von Schwarzkupfer vermieden werden, damit sich der Gold- und Silbergehalt nicht in verschiedene, nicht gleichmässig zu behandelnde Producte (Stein und Schwarzkupfer) theilt (Mansfeld, Freiberg) oder bei unreinerem Rohsteine wirkt man durch stärkere Röstung auf die Entstehung einer grösseren Menge Schwarzkupfer hin — welches zwar unrein ist, aber dann den Silber- und Goldgehalt grossentheils aufgenommen hat, so dass man denselben auf nassem Wege, z. B. durch Schwefelsäure, daraus gewinnen kann — und eine geringere Menge Concentrationsstein, welcher silberarm und reiner gleich auf gutes Kupfer ohne weitere Entsilberung verarbeitet werden kann (Oker).

Zur Erreichung dieser Zwecke muss man die Röstung vollständig in der Hand haben und durch Proben auf den Schwefelgehalt controliren können, daher zweckmässig Rösten in Gerstenhöfer'schen und Fortschaufelungsöfen, kostspieliger in Muffelöfen wohl bei Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation; ferner concentrirendes Schmelzen in Flammöfen, in welchen der Bildung von Schwarzkupfer erfolgreicher entgegengewirkt werden kann, als in Schachtöfen. Dieses hat seinen Grund darin, dass im Schachtofen das reducirende Agens Kohle und Kohlenoxydgas, im Flammofen Schwefel ist, welche ersteren fremde Metalloxyde kräftiger reduciren, als letzterer, auch der Schwefel oxydirtes Kupfer wieder schwefelt. Etwa ausgeschiedenes metallisches Kupfer wird bei der längeren Berührung mit Schwefelmetallen im Flammofen von diesen leichter wieder aufgenommen; Zink, Antimon und Arsen lassen sich in Flammöfen weniger schnell austreiben als in Schachtöfen. — Die nachfolgende Uebersicht[1]) weist die raschere Entstehung von Schwarzkupfer bei Schachtöfen, als bei Flammöfen nach:

	Engl. Flammofen.			Mansfeld. Schachtofen.		
Geröstetes Erz	20—25	Proc.	Cu	2.75	Proc.	Cu
Rohstein	33	"	"	47	"	"
Gerösteter Rohstein . . .	34	"	"	51	"	"
Weisser Stein	77	"	"	—		
Blauer Stein	56	"	"	—		
Schlackenstein	62—74	"	"	—		
Extrastein	77.5	"	"	—		
Metallstein	81.5	"	"	—		
Schwarzkupfer	92	"	"	88—95	"	"
Raffin. Kupfer	97—99.5	"	"	98.5—99.5	"	"

Während man den Rohstein in Freiberg und Mansfeld im Flammofen ohne Schwarzkupferfall auf resp. etwa 72 und 75 Proc. Cu concentrirt, so erzeugt man in Oker aus dem Rohsteine im Schachtofen einen reinen Concentrationsstein mit durchschnittlich 65 Cu und 0.047 Proc. Ag neben viel unreinem Schwarzkupfer mit durchschnittlich 85 Proc. Cu und 0.15—0.18 Proc. Ag.

50. Rösten der Steine. Je nachdem die Röstung mehr oder weniger vollständig sein muss (S. 172), verwendet man die Steine in Stück- oder Pulverform. Modificationen.

Beim Rösten der Steine[2]) in Stücken findet sich bei vorwaltendem Schwefeleisengehalte im Röstgute ein Gemenge von Eisenoxyd, Kupferoxyd, schwefelsaurem Kupferoxyd, Kupferoxydul und wenig metallischem Kupfer nebst unzersetzten Schwefelungen. Zinkblende und Bleiglanz geben Oxyde und Sulfate, Bleiglanz bewirkt eine leichtere Sinterung und die Bildung von Eisenoxyduloxyd. Bei an Schwefelkupfer reicheren Steinen erfolgt durch Einwirkung von oxydirtem Kupfer auf geschwefeltes mehr metallisches Kupfer[3]) in Gestalt traubiger Kerne (Fig. 119) beim Aufschlagen der Stücke, welche erstere viel Silber enthalten können ($2Cu_2O + Cu_2S = 6Cu + SO_2$ und $2CuO + Cu_2S = 4Cu + SO_2$). Beim Rösten von fein gepulvertem

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 267. 2) Plattner's Röstprocesse, S. 85, 206. 3) Kerl, Met. 1, 709. B. u. h. Ztg. 1877, S. 220.

Steine lassen sich bei sehr starker Rothglühhitze die Schwefelmetalle in Oxyde überführen.

Röst-apparate.

Für Bruchstücke dienen Haufen, Stadeln und Schachtöfen, für Pulver Flammöfen, Gefässöfen und zuweilen Schachtöfen.

Haufen.

Fig. 119.



1) Haufen (S. 137). Diese sind je nach dem Schwefelgehalte der Steine in Stückform frei oder bedacht. Man giebt den Haufen anfangs eine geringere Höhe (wegen Leichtschmelzigkeit der Leche) und grössere Länge, macht sie dann bei den folgenden Feuern immer kürzer und höher unter Verstärkung der Holzlage und giebt bei den letzten Feuern (bei antimon- und arsenhaltigen Lechen 10—13. Feuer) eine Schicht Holzkohlen in den oberen Theile des Rostes. Röstdauer 6—8 Wochen. Gut gerösteter Stein hat ein bläulich-schwarzes, mattes Ansehen, ist trotz Sinterung mürbe und leicht zu zerkleinern und hat wohl in Folge einer Kernröstung[1]) nach der Mitte zu einen grösseren Kupfergehalt (S. 139).

Beispiele.

Schmöllnitz.[2]) Haufen von 61 600—143 360 kg, durchschnittlich 95 200 kg Inhalt haben 5.69 m Breite, 22.13 m Länge, 0.474 m Höhe. — Stefanshütte.[3]) Haufen von 56 000—84 000 kg Inhalt haben anfangs 3.793 m Breite bei 0.474 m Höhe; Einmengen von Holzkohle vom 5. oder 7. Feuer an; nach der 10. bis 13. Röstung bildet der Haufen eine quadratische Pyramide von 3.161—3.793 m Seitenlänge und 2.529 bis 2.845 m Höhe; 55 mm dicke Stücke.

Stadeln.

2) Stadeln (S. 139), die gebräuchlichste Vorrichtung für das Schachtofenschmelzen.

Beispiele.

Heine[4]) empfiehlt Stadeln von 1.88 m Länge, 1.88 m Breite und 1.57 m Höhe bei 10 000 kg Inhalt für die ersten und 5000—6000 kg für die letzten Feuer. Mit Rost versehene überwölbte Stadeln (Boston[5])) lassen eine schnellere und gleichmässigere Röstung zu.

Schacht-öfen.

3) Schachtöfen, und zwar:

a) Für Bruchstücke. Im Vergleich zum Haufen- und Stadelrösten spart man an Brennmaterial und die schweflige Säure lässt sich nutzbar machen.

Beispiele.

Nachdem früher Versuche in Schweden[6]) günstige Resultate, namentlich hinsichtlich der Zeitdauer nicht ergeben hatten, werden die Kupfersteine neuerdings in Kilns (S. 141) mit Vortheil geröstet. — Freiberg.[7]) Rösten des vom Durchstechen des veränderten Bleisteines gefallenen Kupfersteines (S. 96) mit 25—30 Proc. Cu, 10—15 Proc. Pb und 20 Zehntaus. Ag in Kilns von 3 m Höhe und 1.5—3 m Weite, dann in Wellner'schen Stadeln (S. 74) und Spuren im Flammofen (S. 97) auf Spurstein. — Oker. Rösten des Rohsteines (S. 168) in Kilns auf 11—10 Proc. S, dann noch 1—2 mal in bedachten Haufen auf Holzbetten bis auf 5—4 Proc. S und Schmelzen im Schachtofen oder Flammofen auf Concentrationsstein und silberhaltiges Schwarzkupfer.

b) Für zerkleinerte Steine. Man verwendet hierfür mit grösstem Vortheile den Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 148), welcher im Ver-

1) Erdm. J. f. ök. Chem. 16, 56. 2) Oest. Ztschr. 1859, S. 292. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 412. 4) Bgwfr. 1, 51. 5) Kerl, Met. 1, 387. 6) Erdm. J. f. ök. Chem. 16, 58. Bgwfr. 1, 97. 7) Preuss. Ztschr. 19, 183.

gleiche zum Haufen- und Stadelrösten statt 4—6 Wochen zum mehrmaligen Rösten der Steine nur Stunden, sowie Minutien von Brennmaterial erfordert, die Nutzbarmachung der schwefligen Säure und eine vollständigere Röstung zulässt, aber eine kostspielige Zerkleinerung der Steine verlangt.

Im Mansfeld'schen[1]) wurden die granulirten oder gewalzten Rohsteine im Gerstenhöfer'schen Ofen behufs Concentration im Flammofen auf Spurstein abgeröstet und von deren 25—29 Proc. betragendem Schwefelgehalte 12—14 Proc. nutzbar gemacht; bei richtiger Regulirung des Zuges erfolgen Spurmehle mit ausreichender Gaare, um Concentrationsstein mit 65—66 Proc. Cu zu erzielen. Ein Ofen setzt in 24 St. 10 000 und bei lebhaftem Zuge selbst 15 000 kg Rohstein durch, bei Entstehung von 5 Proc. Flugstaub. Die daraus erzeugte Schwefelsäure muss durch Schwefelwasserstoff von Selen befreit werden. Neuerdings billigeres Rösten der Steinbruchstücke in Kilns (S. 168). **Beispiel. Mansfeld.**

4) Flammöfen. Dieselben, früher in Schweden[2]) und Freiberg[3]) ohne Erfolg versucht, aber schon früher auf den Rhonehütten[4]) in Ausführung, sowie zu Briglia bei Florenz, kommen neuerdings für stark zerkleintes Material trotz ihres grösseren Brennmaterialconsumes da zur Anwendung, wo man die Röstung vollständig in der Gewalt haben muss. **Flammöfen.**

Nach genommenen und untersuchten Proben lässt sich der Schwefelgehalt, bis zu welchem man abrösten will, genau bestimmen, auch der Eisengehalt durch eine analytische Probe und der Kupfergehalt wohl nach dem specifischen Gewichte des Steines. Wegen hohen Gehaltes an Cu_2S geben hierher gehörige Leche nur noch wenig schweflige Säure und sind zum Sintern sehr geneigt.

Rösten der Spursteine für die Ziervogel'sche Silberextraction im Mansfeld'schen.[5]) Die gemahlenen Spursteine werden im 3 und 4herdigen Gasflammofen so weit abgeröstet, dass sich das Schwefelsilber in Sulfat verwandelt, Schwefeleisen und Schwefelkupfer aber möglichst vollständig in Oxyde übergehen (Näheres beim Silber § 124). **Beispiele. Mansfeld.**

Rösten des Freiberger Spursteines. Der gepochte Flammofen-Spurstein mit 45—55 Proc. Kupfergehalt (S. 97, 174) wird behufs der Concentration im Flammofen in einem doppelsohligen Fortschaufelungsofen (S. 86) mit Cokeskläre geröstet, welcher, indem man alle drei Stunden 500—700 kg Stein chargirt, täglich 4000—5500 kg mit 30—36 Proc. Steinkohlen von geringer Qualität durchsetzt. Das Röstgut enthält 6—8 Proc. Schwefel (siehe Schwefelprobe S. 70), Oxyde von Kupfer, Eisen, Zink, Nickel und Kobalt, basisch schwefelsaure Salze von Kupfer- und Eisenoxyd, Sulfat von Silber, metallisches Silber, antimon- und arsensaure Salze. — Auch der Flammofen-Concentrationsstein (S. 97) in Freiberg mit bis 72 Proc. Cu wird behufs der Extraction mit Schwefelsäure zur Gold- und Silbergewinnung nach dem Pochen und Mahlen in Posten von 50 kg im einherdigen Fortschaufelungsofen todtgeröstet während 12—16 St., wo dann noch 1 Proc. S zurückbleibt und noch ein Mahlen und Sieben folgt. — Mühlbach.[6]) Rösten des beim Verschmelzen von in Stadeln geröstetem Rohsteine im 2förmigen Brillenofen erhaltenen Kupfersteines im einsohligen Fortschaufelungsofen, worauf das Verschmelzen des Röstgutes im Brillenofen auf Schwarzkupfer erfolgt. — Auf den Rhonehütten[7]) wird beim Rösten antimonhaltiger Kupfersteine durch abwechselndes Steigern und Vermindern der Hitze die Verflüchtigung des Antimons begünstigt. Parkes' Doppelofen[8]) (Fig. 101) hat sich in Schemnitz nicht bewährt. **Freiberg.**

5) Gefässöfen (Muffelöfen). Dieselben wurden statt der jetzt üblichen Flammöfen (S. 175) früher im Mansfeld'schen und in **Gefässöfen**

---

1) Preuss. Ztschr. 14, 1; 17, 159. B. u. h. Ztg. 1866, S. 337; 1867, S. 79; 1869, S. 441; 1871, S. 299; 1872, S. 315. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 10, 18, 41, 83. 2) Erdm. J. f. ök. u. techn. Chem. 1, 56. 3) Freiberg. Jahrb. 1838, S. 48. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 5) Preuss. Ztschr. 11, 95; 17, 166. B. u. h. Ztg. 1863, S. 37; 1871, S. 306; 1870, S. 454. Bode, c. l. S. 87. 6) Oest. Ztschr. 1878, Nr. 37. 7) B. u. h. Ztg. 1859, S. 251. 8) B. u. h. Ztg. 1864, S. 103.

Freiberg[1]) (hier zum Rösten des Concentrationssteines für die Schwefelsäureextraction) angewandt.

Sie arbeiten aber sehr kostspielig, erfordern viel Reparaturen, an den Verbindungsstellen mit den Schwefelsäurekammern werden sie leicht undicht, die Temperatur lässt sich weniger leicht reguliren und bei dem Erhitzen des Röstgutes von unten tritt leichtere Frittung ein.

Schachtofenspuren.

51. Spuren im Schachtofen. Dasselbe, in einem reducirend-solvirenden Schmelzen bestehend, bezweckt die Verschlackung der fremden Metalloxyde durch Kieselsäure (saure Schlacken vom Erzschmelzen, Thon, Thonschiefer), während oxydirtes Kupfer reducirt wird und mit den unzersetzten oder durch Reduction schwefelsaurer Salze gebildeten Schwefelungen einen Stein (Spur-, Doublir-, Concentrations-, Kupferstein) giebt. Bei zu starker Röstung kann Schwarzkupfer (S. 172) entstehen oder soll absichtlich erzeugt werden, um den Silbergehalt darin zu concentriren und einen silberarmen, reineren Spurstein zu erhalten (Oberharz, Unterharz), sowie eine Speisebildung wohl absichtlich herbeigeführt wird (S. 158). Um einer Kupferverschlackung möglichst entgegenzuwirken, macht man die Beschickung basischer, eisenoxydulreicher, als beim Erzschmelzen und schlägt die in Folge dessen durch eingemengte Steintheilchen unreiner werdende Schlacke (im Wesentlichen Singulosilicat) wieder beim Erzschmelzen zu, was allerdings einen besondern Brennstoffconsum veranlasst.[2]) Im Uebrigen geschieht das Schmelzen wie bei der Erzarbeit — nur wohl etwas langsamer, damit sich die geschmolzenen Massen gut separiren — und bedient man sich dazu entweder derselben Oefen, wie sie beim Erzschmelzen üblich sind, oder bei geringeren Steinproductionen Oefen mit weniger Formen, sowie auch wohl anderer Zustellung (z. B. in Mühlbach Erzschmelzen in 5förmigen Rundöfen, Steinschmelzungen im 2förmigen Brillenofen, desgleichen zur Altenauer Hütte auf dem Oberharze).

Nach Umständen muss das Rösten und Schmelzen der Spursteine noch ein- oder mehrmals wiederholt werden, woraus das erste, zweite, dritte u. f. Spuren, Mittelsteinschmelzen u. s. w. entspringt. Man schlägt bei diesen Schmelzungen wohl um so reinere kupferhaltige Abfälle (Schlacken, Flammofensohlen, Flugstaub u. s. w.) zu, eine je spätere Concentration vorgenommen wird.

Producte.

Als Hauptproducte erfolgen (neben zuweilen Schwarzkupfer, Speise, Eisensauen):

Spurstein.

a) Spurstein (Kupfer-, Concentrations-, Mittel-, Doublirstein, Doppel-, Anreich- oder Reichlech), kommt nach vorheriger Röstung zum Schwarzkupferschmelzen oder zur weiteren Concentration oder zur Entsilberung.

Solche Steine enthalten meist nicht hinreichend Schwefel, um Halbschwefelkupfer und einfache Schwefelmetalle zu bilden, so dass in ihnen metallisches Kupfer oder ein Theil des Eisens (Bleies) als Halbsulfuret vorkommen muss. Nicht selten findet sich darin in Höhlungen ausgeschiedenes haarförmiges Kupfer[3]) (Mooskupfer, Kupferwolle), entweder dadurch entstanden, dass der Kupferstein in der

---

1) Kerl, Met. 2, 188, Taf. 3, Fig. 56—60. Preuss. Ztschr. 19, 188. 2) Bgwfr. 1, 49, 85, 119. 3) B. u. h. Ztg. 1855, Nr. 17; 1877, S. 220 (Münster).

Hitze sich mit Kupfer übersättigt ($Cu_2S, 2\,FeS + Cu_2 = 2\,Cu_2S, Fe_2S$) und dieses beim langsamen, nicht beim raschen Abkühlen wieder ausgepresst wird (Plattner, Percy), oder, was nach Münster wahrscheinlicher, dass metallisches Kupfer durch die Reaction von Schwefelkupfer auf gebildetes Kupferoxydul erzeugt und durch die gleichzeitig entstandene schweflige Säure aus Oeffnungen des erstarrenden Steines gewaltsam herausgetrieben wird.

Zusammensetzung von Spursteinen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.
Kupfer	53.88	32—43	63.9	72.7	80.8	80.3	51.37	64.38
Eisen	10.39	16—20	8.1	8.6	1.0	1.1	18.67	8.93
Blei	12.32	14—17	7.3	0.6	—	—	—	2.95
Nickel }			—	—	—	— }		
Zink }	1.18	—	—	—	—	— }	6.54	1.34
Kobalt }			—	—	—	— }		
Silber	—	0.2—0.3	—	—	—	—	—	—
Arsen }	1.53	—	—	—	—	—	—	—
Antimon }			0.4	1.0	0.5	0.2	—	—
Schwefel	18.01	21—24	20.0	17.7	18.2	19.7	24.35	20.79

a. Aelterer Freiberger Spurstein. b. Neuere Freiberger Spursteine, vom Verschmelzen des in Kilns gerösteten Kupferbleisteines (mit 16 Pb, 13 Cu, 24 Fe, 0.1 Ag und 23.5 S) der Schlackenarbeit (S. 97). c—f. Altenauer Krätzkupfersteine[1]) vom 1.—4. Durchstechen. g. Aelterer Mansfelder Spurstein. h. Spurstein von Oker.

Spurschlacken.

b) Spurschlacken, Singulosilicate oder sich denselben nähernde Verbindungen von Bi- und Singulosilicaten; gehen in die Schmelzarbeiten, namentlich ins Erzschmelzen zurück.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kieselsäure	33.1—34.1	27.6	33.2	29.1	30.9	27.14
Thonerde	5.6—11.2	6.5	4.4	4.3	5.7	17.82
Eisenoxydul	32.0—51.5	54.3	55.9	60.5	58.6	47.93
Kalkerde	5.0—17.1	4.1	3.8	1.5	4.3	3.41
Magnesia	0.0— 4.6	0.6	0.6	0.6	0.3	—
Kupferoxydul	0.7— 3.0	1.4	0.7	2.1	0.9	—
Bleioxyd	—	4.8	2.1	0.4	0.02	—
Antimonoxyd	—	1.0	0.2	0.2	0.2	—
Schwefel	0.0— 0.46	—	—	—	—	ZnO 1.24

a. Aeltere Mansfelder Schlacken, Singulosil. b—e. Altenauer Hütte 1. bis 4. Kupferbleisteindurchstechen, Schlacken von der Krätzkupferarbeit, etwas saurer als Singulosilicate. f. Okersche Schlacken.

Beispiele.

Als Beispiele für diese Arbeit sind anzuführen:

Oker.

Oker.[2]) Verschmelzen des gerösteten Rohsteines (S. 174) mit 20—30 Proc. Kniest (S. 168) und zuweilen kupferreichen Schlacken vom Flammofenprocesse mit 0.1 m langer Nase und 25 mm Windpressung im Schachtofen, ähnlich wie beim Bleisteinschmelzen (S. 92), wobei in 24 St. 7500 kg Beschickung mit 1900—2000 kg Cokes durchgesetzt werden. Erfolg von Schwarzkupfer mit durchschnittlich 85 Proc. Cu und 0.15—0.18 Proc. Ag zur Entsilberung mittelst Schwefelsäure; Concentrationsstein mit durchschnittlich 65 Proc. Cu und 0.047 Proc. Ag (Analyse s. oben), wird auf Holzbetten zweimal geröstet, dann im Flammofen auf Kupfer verschmolzen; Schlacke mit 0.6—0.8 Proc. Cu (Analyse s. oben). Neuerdings meist Spuren des Rohsteines im Flammofen (S. 181).

Oberharz.

Oberharz.[3]) Früher Rösten des antimonhaltigen Rohsteines aus der Kiesarbeit mit 32—38 Cu 6—8 Mal in bedachten Haufen, Verschmelzen mit Erzschlacken im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Mittelstein mit 60—65 Cu, Rösten desselben in 8—10 Feuern und Durchstechen auf Schwarzkupfer und ersten Spurstein mit 70 bis

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 63. 2) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1860, S. 91. Preuss. Ztschr. Bd. 25 (Bräuning). 3) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 639.

74 Cu, Rösten des letzteren in 8—10 Feuern und Schmelzen auf Schwarzkupfer und zweiten Spurstein mit 74—75 Cu, Todtrösten desselben in 9—12 Feuern und Schmelzen auf Schwarzkupfer und dritten Spurstein für die nächstjährige Arbeit. Neuerdings zu Altenau Verschmelzen des in Kiesbrennern gerösteten Stückkieses und der im Fortschaufelungsofen gerösteten Kiesschliege mit eisenreichen Schwarzkupferschlacken im Brillenofen oder unter Ersparung von Brennmaterial und bei grösserer Production im 2förmigen Rundofen auf Rohstein, Rösten desselben im Fortschaufelungsofen, Schmelzen mit Erzschlacke im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Mittelstein, Rösten und Verschmelzen des letzteren auf Schwarzkupfer und Spurstein. — Krätzkupferarbeit[1]): Früher Rösten des Steines aus der Bleiarbeit (20—22 Cu, 9—10 Pb, etwa 40 Fe, 0.035 bis 0.055 Ag, 22 S) 7—8 Mal während 5—6 Wochen in Haufen, wobei der Schwefelgehalt auf 6—8 Proc. herabgeht, 4—5maliges Durchstechen der immer wieder gerösteten Steine mit Kiesschlacken (oder Bleischliegschlacken) und unreinen Krätzkupferschlacken im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Spursteine (zuletzt mit 73 Cu, 2 Fe und 0.03 Ag). Die ersten Schwarzkupfer sind die unreinsten und silberreichsten, die letzten die silberärmsten, aber reinsten. (Zusammensetzung der Steine und Schlacken S. 177.) Das Schwarzkupfer mit durchschnittlich 82.5 Cu, 13 Pb, 0.5 Fe, 2 Ni und Co und 1.5 Zn wird verblasen (S. 194) und mittelst Schwefelsäure entsilbert. Neuerdings zu Altenau Rösten der kupferhaltigen Steine aus der Bleiarbeit mit 7—10 Proc. Pb nach der Verwitterung und in Würfel geschlagen in Kilns (S. 141) und Kiesbrennern (S. 142) für die Schwefelsäurefabrikation, Abscheiden des Gutgerösteten, nochmalige Röstung desselben in Haufen, des Schlechtgerösteten in Kilns und in Haufen, wobei der ursprüngliche Schwefelgehalt von 20—26 Proc. auf 6 Proc. herabgeht; Zuschlag des gerösteten Steines bei der Bleierzarbeit bis zur Anreicherung des Kupfergehaltes auf 11—12 Proc., dann Rösten des Steines in Kilns oder Kiesbrennern, Schmelzen zu gleichen Theilen mit Schliegschlacken und 1 Thle. Krätzkupferschlacken im Krummofen auf Werkblei und Kupferstein mit 37—40 Proc. Cu, 9—10 Proc. Pb und 0.05 Proc. Ag, welcher, an die Krätzkupferarbeit abgegeben, nach 3—4maliger Röstung im Brillenofen oder 2förmigen Rundofen auf Schwarzkupfer mit etwa 67 Cu, 20 Pb und 0.52 Ag durchgestochen wird. Dieses gelangt zum Gaarmachen und Granuliren behufs Entsilberung durch Schwefelsäure.

Zweck.

52. Concentration im Flammofen. Dieselbe kann, wie bereits (S. 173) bemerkt, entweder eine Anreicherung des Kupfergehaltes behufs der Entsilberung oder eine möglichst vollständige Entfernung fremder Beimengungen (Eisen, Blei u. s. w.) bezwecken, ohne dass in beiden Fällen Schwarzkupfer entsteht. Ausserdem gestatten Flammöfen eine bessere Uebersicht und die Anwendung rohen Brennmateriales und geben auch besseres Kupfer, während Schachtöfen einfacher sind, weniger Geschicklichkeit erfordern und ärmere Schlacken liefern. Zuweilen wird ein Schwarzkupferfall absichtlich herbeigeführt, um einen Silbergehalt darin zu concentriren und einen silberarmen reineren Stein für die Kupfererzeugung zu erhalten (Oker).

Oefen.

Die Concentrationsöfen haben eine den Fig. 120, 121 sich nähernde Gestalt.

Kupferconcentration.

1) Anreicherung des Kupfergehaltes bis zu einer gewissen Grenze, bei welcher sich das Silberausbringen als das vortheilhafteste erwiesen hat.

Beispiel. Mansfeld.

Mansfeld.[2]) Früher Rösten der beim Kupferschieferschmelzen (S. 168) erhaltenen granulirten oder gewalzten Rohsteine mit 40—45 Cu im Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 148), so dass von 25—29 Proc. Schwefel 12—14 Proc. verflüchtigt wurden. Neuerdings Rösten der Rohsteine in Stücken in Kilns (S. 141), des Schlechtgerösteten nochmals; Charge von 3000—3500 kg Stein und 300—400 kg Quarz oder Sangerhäuser Sanderz, Zusatz von ungeröstetem oder hochgeröstetem Rohsteine, wenn die Röstung zu weit getrieben oder zu schwach gewesen. Flammenspurofen[3]) ähnlich

1) Kerl, Oberharzer Hüttenpr. 1860, S. 640. Preuss. Ztschr. 19, 198. 2) Preuss. Ztschr. 17, 158. 3) Preuss. Ztschr. 17, Taf. 14.

Fig. 120.

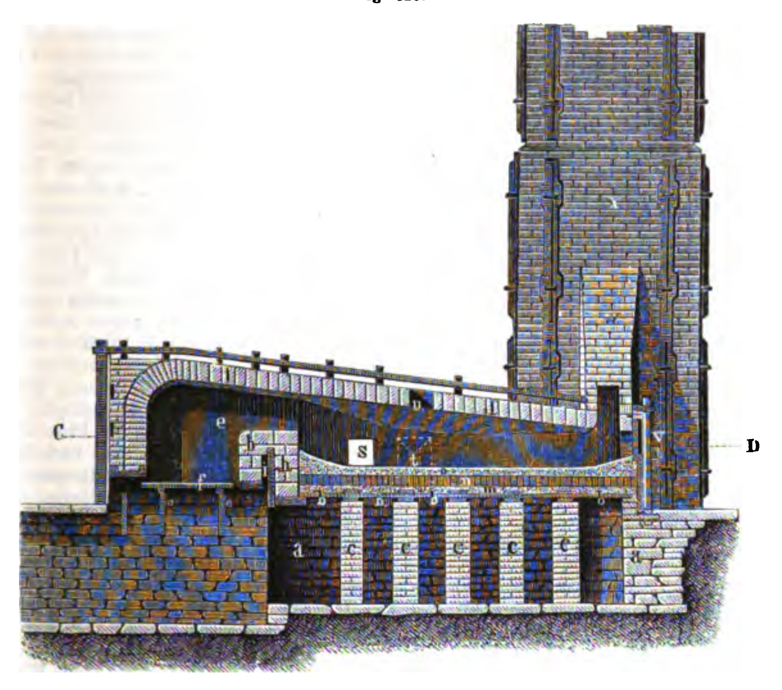
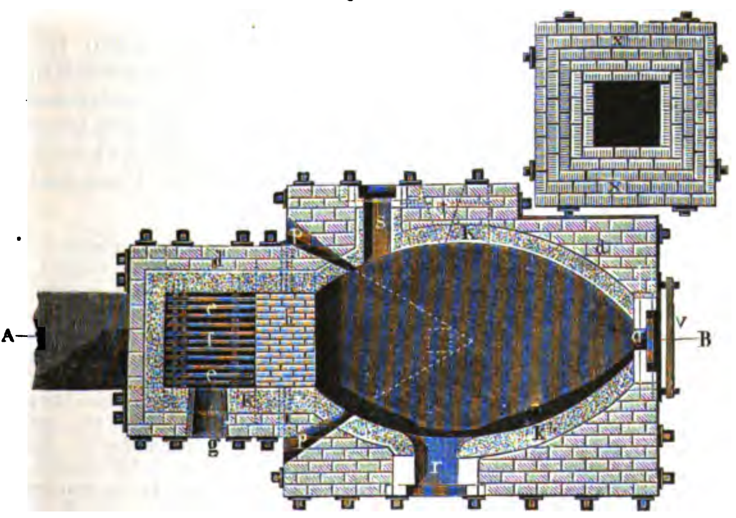


Fig. 121.



a Fundament. *b* Eiserne Tragplatten, auf den Säulen *c* ruhend. *d* Umfangsmauer. *e* Feuerungsraum. *f* Rost. *g* Schüröffnung. *h* auf Eisenplatten ruhende Feuerbrücke. *i* Kühlungscanal. *k* feuerfestes Ofeninneres. *l* Herdgewölbe. *m* Sandschicht. *n* Ziegelschicht. *o* Schmelzherd, aus Quarz und Schlacken (S. 180). *p* Luftzuführungscanäle, welche auch fehlen können. *q* Arbeitsöffnung. *r* und *s* mit Thüren geschlossene Thore, um während der Arbeit und behufs Reparaturen bequem in den Ofen kommen zu können (*s* fehlt gewöhnlich). *t* Stichöffnung. *u* Chargiröffnung. *v* Gezähwalze. *w* Fuchs. *x* Esse.

den englischen Flammöfen (Fig. 120, 121) mit ovalem Herde, an der Feuerbrücke 1.15 m, in der Mitte 2.98 m und am Fuchse 0.47 m breit, 4.24 m lang, Höhe des Gewölbes über der Sohle unten 0.94 m, Feuerbrücke 0.94 m stark, Flammloch 157 mm hoch, Fuchs 209—262 mm im Quadrat, Esse 34.5—35.2 m hoch bei 0.84 m Weite, quadratischer Rost von 1.20 m Seite mit Klinkerrostfeuerung. Muldenförmiger Herd aus Quarz und Rohschlacke, aufgeschmolzen auf einer 157—209 mm dicken Decke von gesiebtem Quarze. Chargiren durch ein Mittelthor oder mittelst Trichters durch die Decke, Arbeitsöffnung am Fuchse, Stichöffnung der Mittelthüre gegenüber. Erweichen der Beschickung bei geschlossenen Thüren während 2—2½ stündigen starken Feuers, Durchrühren mittelst durch das Arbeitsthor eingebrachten Krähls, Schliessen desselben und starkes Feuer, Wiederholen der Operation nach 1—1½ St., bis nach 5 bis 5½ St. Alles eingeschmolzen ist, Oeffnen des durch Holzkohle und Sandpfropfen geschlossenen Stiches und Ablassen des Steines durch eine eiserne, mit Lehm ausgeschlagene Rinne in einen Stechherd, dann, wenn Schlacke mitkommt, Wegnehmen der Rinne und Einleiten der ersteren in 5—6 terrassenförmig unter einander stehende Töpfe, wo sich dann im obersten meist Stein und in den folgenden immer mehr reine Schlacke über dem Steine absetzt, bei welchem Verfahren reinere Schlacken erfolgen und das frühere, etwa ½ St. dauernde, den Ofen abkühlende Schlackenziehen wegfällt. Vor dem Erkalten Einstecken eines Hakens in die Masse, an welchem dieselbe auf einen Wagen gehoben wird; der Stein lässt sich von den Schlackenkegeln vollständig abschlagen. Zerkleinern des Concentrationssteines mit bis 75 Proc. Cu in Kugeltrommeln auf Gottesbelohnungshütte, Rösten, Extrahiren des Silbers nach Ziervogel's Methode, Verarbeiten der Rückstände in einer Tour auf Raffinadkupfer. Der Stein muss durchschnittlich 75 Proc. Kupfer enthalten, was man an seinem specifischen Gewichte erkennt; Ausschöpfen einer Probe vor dem Abstechen zur Ermittelung des letzteren; bei 5.8 spec. Gew. sind die Steine gut. Es entspricht z. B. 5.3640 einem Gehalte von 62.868 Proc., 5.8626 einem solchen von 77.161 Proc., 5.4523 aber 64.886 Proc. Cu. Ein Ofen mit Siemens'scher Regenerativgasfeuerung wurde wegen mangelhafter Leistung und fortwährender Reparaturen wieder beseitigt.[1])

Die Spursteine enthalten 70.0—75.0 Kupfer, 3.0—4.0 Eisen, 1.8—2.1 Blei, 1.3 bis 3.3 Zink (Zinkgehalt des Kupferschiefers 1—5 Proc.), 0.6—0.9 Nickel und Kobalt, 0.3—0.4 Ag und 20.6—22.2 Schwefel (letzterer im geringen Ueberschusse zur Bildung von Einfachschwefelmetallen und Halbschwefelkupfer); die Schlacken enthalten 34.8 bis 35.7 Kieselsäure mit 18.6—19.0 Sauerstoff, die Basen 14.6—15.9 Sauerstoff.

Reinigung. 2) Möglichst vollständige Entfernung fremder Bestandtheile (Eisen, Blei u. s. w.) zur Erzielung von Halbschwefelkupfer mit mindestens 70 Proc. Kupfer und daraus von reinem, möglichst eisenarmem Kupfervitriol bei der Entsilberung mittelst Schwefelsäure. Das Eisen muss bis auf 0.2 Proc. fortgeschafft werden. Ein Schwerspathzuschlag begünstigt bei Gegenwart von Kieselsäure die Eisenabscheidung (S. 153).

Beispiele. Freiberg. Freiberg.[2]) Spuren des erst in Kilns, dann in Stadeln gerösteten Kupfersteines (S. 174) mit 20 Proc. Rohstein (seines Schwefelgehaltes wegen), 5 Proc. quarzigen Erzen und kupferhaltigem Gekrätze im Flammofen mit ovalem muldenförmigen Herde mit geringer Neigung nach dem Stiche zu, Längenaxe 3.68 m, kurze Axe des Herdes 2.70 m, Rost 1.13 mq mit 13 Stäben, Aschenfall 1.5 m hoch, Schürloch aussen 0.38, innen 0.33 m breit und resp. 0.425 und 0.33 m hoch, Feuerbrücke 1.13 m lang, 0.7 m breit und 0.283 m hoch über dem Herde, über dem Roste 0.66 m, Esse 57 m hoch. Aufschmelzen des Quarzherdes durch Ausbreiten von etwa 2500 kg Herdmasse (5 Quarz- und 1 Rohschlacke) in dem Herde (gebildet aus auf Pfeilern unter der Hüttensohle ruhenden Eisenplatten, darauf eine Ziegelschicht, dann feuerfester Thon und darauf die Herdmasse), Umrühren derselben unter Feuern, bis die Feuchtigkeit entwichen ist, Formen des Herdes aus der etwa 12 cm starken Schicht durch Schlagen mit dem Formlöffel, dann Schliessen der Oeffnungen, Verschmieren der Fugen mit Lehm, Bewerfen mit Sand, scharfes Feuern, höchste Temperatur nach 3 St., welche etwa 12 St. erhalten wird, Sinkenlassen der Temperatur bis zur Rothgluth. Zeigt der Herd Risse, so wird die Masse herausgenommen und neue ein-

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 389; 1870, S. 438; 1871, S. 306. 2) Preuss. Ztschr. 19, 185. B. u. h. Ztg. 1865, S. 451.



gebrannt, Herddauer 1—1$^1/_2$ Jahre. Vor dem Spuren Einschmelzen von 1000 kg Rohschlacke auf dem Herde, um ihn noch widerstandsfähiger zu machen, Herstellung eines Schlackenbettes vor der Arbeitsthür zur Aufnahme der ausgezogenen Schlacken; Schlackenrostfeuerung. Einsetzen des grössten Theiles der Beschickung (z. B. 250 kg roher, 700 kg einmal gerösteter und 700 kg zweimal gerösteter Kupferstein, 200 kg quarziges Erz und 250 kg Kupfergekrätz) in die Nähe der Feuerbrücke, Legen eines langen Thonwulstes vor die Arbeitsthür und festes Andrücken desselben mit der Schaufel als Damm für die Schmelze; Schliessen der Arbeitsthür, Verstreichen der Fugen, Rosträumen, Aufgeben frischen Brennmateriales alle 1$^1/_2$ St.; nach dem Einschmelzen in 2$^1/_2$—3 St. Durcharbeiten der Masse mit eisernen Krücken, Schliessen der Thüren, starkes Feuern zur Trennung der Schlacke vom Steine, Vollendung der Schmelzung, wenn sich die Herdsohle beim Darüberfahren mit einem Haken glatt anfühlt (stärkeres Feuer, wenn der Herd sich schmierig und uneben anfühlt), dann vorsichtiges Abziehen der Schlacke, Einbringen eines neuen Satzes, Verfahren wie vorhin, zuletzt Abstechen des Steines von beiden Chargen in eine vor das Stichloch gestellte Pfanne, Reparatur nach jedem Abstechen namentlich der Feuerbrücke und der Herdwände mit einem Gemenge aus 5 Thln. Quarz und 1 Thle. Thon; Durchbringen von 4—5 Sätzen in 24 St. mit 1500 kg weicher Schieferkohle, 975 kg Mittelkohle, 1525 kg harter Schieferkohle und 900 kg Waschkohle. Ausbringen von einer Charge 750—1250 kg Spurstein mit 45—55 Cu, 4—6 Pb und 0.3 Ag; Spurschlacke mit 1 Cu, 5—10 Pb und 0.05 Ag. — Concentriren des gepochten und im Fortschaufelungsofen mit Cokeskläre gerösteten Spursteines in demselben Ofen; Beschickung: 1650 kg gerösteter Spurstein mit 6—8 Proc. S, 250 kg Quarz und 250 kg Schwerspath zur möglichst vollständigen Verschlackung des Eisens und Concentration des Kupfers in einem neuen Steine (S. 153). Manipulationen wie beim Spuren. Durchsetzen von 4 Sätzen in 24 St. mit 40 hl Kohlen. Erfolgte Producte: Concentrationsstein von bläulicher Farbe und strahliger Structur mit 72 Cu, 3—4 Pb, 0.4 Ag, gewöhnlich 0.14, höchstens 0.2 Fe, zur Silberextraction mittelst Schwefelsäure; Schlacke mit 3—5 Cu, 5—10 Pb und 0.05 Ag zur Roharbeit; Schwarzkupfer als unerwünschtes Product bei zu weit getriebener Röstung, welches zerschlagen und bei der Steinconcentration wieder zugesetzt wird. (Prüfung des Steines auf den Eisengehalt durch Lösen in rauchender Salpetersäure, Eindampfen mit Schwefelsäure, Filtriren, Fällen mit Ammoniak, Auflösen des Eisenniederschlages in Salzsäure, nochmaliges Fällen mit Ammoniak; 5—7 St. Zeitaufwand für die Probe.)

Oker. Spuren des gerösteten Rohsteines (S. 174) in Flammöfen[1]), die zugleich zum Granuliren von gegaartem Kupfer eingerichtet sind. Feuerungsraum mit geneigtem Roste von 1.22 m Länge und 1.00 m Breite, Feuerbrücke 610 mm hoch über dem Roste, 710 mm dick, Herdgewölbe 460 mm über der Feuerbrücke, gedrückt und gegen den 280 mm weiten Fuchs hin bis zum Niveau der Feuerbrücke niedergeführt, daselbst bei 390 mm Höhe über dem Quarzherde. Aus dem Schmelzraume mündet der Fuchs diagonal in die 13.10 m hohe Esse von 710 mm Weite. Herd 4 m lang und 2.76 m breit, mit Arbeitsöffnung und Schlackenloch, 300 mm hoch. Eine Rinne dient zur Abführung des Kupfers in das Granulirbassin von 2.5 m Länge und 1.5 m Breite, aus einem Reservoir mit Wasser gespeist. Ganze Aussenlänge des Ofens 6.48 m. Zwei blecherne Chargirtrichter im Ofengewölbe. Herstellung des Quarzherdes durch Ausbreiten von faust- bis wallnussgrossen Quarzstücken 12—15 cm hoch auf der Sohle, darüber 10—12 cm hoch gepulverter Quarz, unter Feuern mit eisernen Krählen so lange hin und her gezogen, bis sich eine gleichmässige Temperatur zeigt, was wahrzunehmen, wenn er sich vor den Krählen aufthürmt, dann neue Lage Quarz und dieses so oft wiederholen, bis eine 45—50 cm starke Lage vorhanden, dann muldenförmiges Formen des Herdes mit eisernem Löffel, 24stündiges Brennen und wieder Formen, dann 6 St. langsam Einbrennen, hierauf 18 St. möglichst starkes Feuern und sodann Einbringen der Charge aus 1750 kg geröstetem Rohsteine, 100 kg geröstetem Kniest (S. 168) und nöthigen Falls ungeröstetem oder todtgeröstetem Steine, je nachdem der Rohstein zu stark oder zu schwach geröstet; 5stündiges starkes Feuern, Durchkrählen mit dem Zweizacke, desgleichen wieder nach 1—2 St., Schlackenziehen nach 7—8 St. (vom Anfange an) in Schlackenwagen, Abstechen des Steines in einen Stechherd; ganze Dauer 9—10 St. 100 Beschickung geben 44 Spurstein mit etwa 65 Cu, 9 Fe, 3 Pb, 1 Zn und 20 S und Spurschlacken Oker.

1) Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 8, Fig. 1—3.

mit 0.75 Proc. Cu; zur weiteren Concentration zweimaliges Rösten des Spursteines auf einem Holzbette, Einsatz von 2500 kg Charge, bestehend aus geröstetem Spursteine und so viel rohem oder schwach geröstetem Steine, dass etwa ²/₃ silberarmer Concentrationsstein und ¹/₃ Schwarzkupfer entstehen, welches letztere den grössten Theil des Silbers aufnimmt. Einsatz dauert 1 St., Weichwerden der Masse nach 8—9 St., Durchharken, Wiederholung desselben nach 2 St., noch mehrstündiges Feuern, dann Schlackenziehen, Abstechen von Concentrationsstein und Schwarzkupfer, resp. 25 und 13 Proc. von 100 Spurstein, Abheben des Concentrationssteines mit 75—79 Cu in Scheiben, ein- bis zweimaliges Rösten in Haufen und Verschmelzen im Flammofen auf silberarmes Schwarzkupfer (S. 185), zur Raffination im Flammofen (§ 71) oder zur elektrolytischen Behandlung; Gaarmachen und Granuliren des silberreichen Schwarzkupfers vom Concentriren im Flammofen (S. 182) und Behandlung mit Schwefelsäure (§ 127).

4. Capitel. **Schwarzkupferarbeit.**

Reducirend-solvirendes Schmelzen.

53. Theorie. Die durch wiederholte (8—16malige) Röstungen in Haufen oder Stadeln oder in kürzerer Zeit in Flammöfen (S. 175) todt gerösteten Roh- oder Concentrationssteine (Gaarrost) werden mit sauren Solvirungsmitteln einem reducirenden und solvirenden Schmelzen (Schwarzmachen) bei einer nicht zu hohen Temperatur unterworfen, wo sich dann das Kupferoxyd reduciren, das Eisenoxydul nebst sonstigen fremden Oxyden aber verschlacken soll. Da man die richtige Temperatur nicht genau inne halten kann, so reduciren sich auch fremde Oxyde zum Theil und es entsteht ein unreines Kupfer (Schwarzkupfer), dessen Qualität von der Reinheit der Erze, von den mit dem Rohsteine vorgenommenen Concentrationsarbeiten, von der Beschaffenheit des Brennmateriales u. A. abhängt. Da trotz sorgfältigster Röstung immer noch Schwefel im Gaarroste (eine traubige, lockere Masse, häufig mit metallischem Kupfer und Kupferoxydul) zurückbleibt, so bildet sich eine geringe Menge Stein (Dünnstein, Oberlech), welcher erwünscht ist, weil sein Schwefeleisengehalt zur Schwefelung etwa verschlackten Kupfers beiträgt (S. 135). Trotzdem enthalten die Schlacken meist einen grösseren Kupfergehalt, theils chemisch gebunden, theils von mechanisch eingemengten Kupferkörnchen herrührend, und müssen deshalb bei Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen werden.

Kupferhaltige Rückstände von der Silberextraction auf nassem Wege können beim Verschmelzen auf Schwarzkupfer durch einen Rückhalt an Gyps oder Vitriolen Veranlassung zur Dünnsteinbildung geben (Mansfeld). Sind solche Rückstände antimon- und arsenhaltig, so kann es sich empfehlen, dieselben nicht gleich im Schachtofen auf Schwarzkupfer zu verschmelzen, sondern im Flammofen mit Zuschlag von kiesigen Erzen auf Stein, welcher bei wiederholter Concentration ohne Schwarzkupferfall sich reinigen lässt (Schmöllnitzer Schwarzkupfer-Extractionsrückstände).

Beim Verschmelzen solcher Rückstände in Schachtöfen können an Kupferoxydul sehr reiche Schlacken entstehen, welche nochmals mit Schwefelkies und Flussspath auf Stein durchzusetzen sind (früher in Freiberg.[1])

Modificationen.

54. Schwarz- oder Rohkupferschmelzen. Dasselbe wird seltener in Flammöfen, als in Schachtöfen ausgeführt.

Der Schachtofen liefert ärmere Schlacken, die Kupferverflüchtigung ist geringer und es bedarf weniger Brennmaterial, als im Flammofen, welch letzterer aber, da

1) Rammelsberg's Met. S. 287.

man fast ganz ohne Schlacken schmelzen kann, ein grösseres Durchsetzquantum gestattet, ein reicheres Schwarzkupfer neben wenig Lech liefert (Schmöllnitz) und gleich ein Raffiniren des ersteren zulässt (Atvidaberg, Mansfeld, Brixlegg).

1) Schachtofenschmelzen. Man beschickt im Allgemeinen auf Singulosilicate und schlägt wohl reine kupferreichere Schlacken (Gaarschlacken) oder oxydische oder geschwefelte Erze mit saurer Gangart zu (Boston, Stefanshütte); pulverförmiges Schmelzmaterial wird mit Thon angebatzt und getrocknet. Brillenöfen geben ein rascheres Schmelzen als Sumpföfen und begünstigen den Schwarzkupferfall, weil das Kupfer weniger leicht wieder von den Schwefelmetallen aufgenommen wird, lassen aber, sowie auch die Tiegelöfen, ein Ausräumen von Eisensauen nicht zu, was beim Sumpfofen der Fall ist, welcher auch reinere Schlacken liefert. Geht das Schmelzen in letzterem aber nicht stark genug oder vermag eine zu geringe Steinmenge das Kupfer nicht hitzig zu erhalten, so erstarrt es leicht im Stiche. Beschickung. Schmelzöfen.

Durch rasches Schmelzen in nicht zu hohen Oefen wirkt man der Eisensauenbildung und dem Dünnsteinfalle entgegen, indem alsdann Oxyde und Schwefelmetalle energisch zersetzend auf einander einwirken, während bei langsamem Schmelzen die Sulfate vollständiger durch Kohlenoxydgas in Schwefelmetalle übergeführt werden, was den Steinfall erhöht. Erfolgt viel Kupfer und wenig Stein, so ist ersteres meist viel reiner als umgekehrt, indem sich dann die reducirten Unreinigkeiten in einer grösseren Menge Kupfer vertheilen. Namentlich ist in höheren Ofenregionen die Wirkung des Kohlenoxydgases möglichst zu beschränken, was dadurch geschehen kann, dass man die Gicht so niedrig als möglich hält und nur dann chargirt, wenn sie hell werden will. Selten wird behufs Erzeugung eines kupferhaltigen Roheisens die Reduction durch Anbringung eines Kohlensackes im Ofen begünstigt (Perm[1]), wohl aber dieselbe vermindert durch stark geneigte Vorder- und Hinterwand (Agordo[2]). Tiegelöfen kann man dadurch zum Schwarzkupferschmelzen geeignet machen, dass man die Brust bis auf ein Auge mit Sand verschliesst und denselben wegnimmt, wenn Schlacke abgelassen oder Ansätze ausgeräumt werden sollen (Atvidaberg, Fahlun).

Man zieht beim Schmelzen Holzkohlen den Cokes vor, weil letztere leichter zur Reduction fremder Oxyde durch höhere Temperatur beitragen. Anthracit veranlasst ein rasches Schmelzen (Boston). Brennmaterial.

Als Producte erfolgen ausser Eisensauen, Ofenbrüchen, Geschur und Gekrätz: Schmelzproducte.

a) Schwarzkupfer (Roh-, Gelfkupfer) von der verschiedensten Zusammensetzung; kann Fe, Pb, Ni, Co, Zn, Sb, As, Ag, S u. A. enthalten, welche Beimengungen das Kupfer spröde, körnig im Bruche und missfarbig machen und den Kupfergehalt zuweilen bis auf 70 Proc. herabziehen, der aber meist 80—95 Proc. beträgt. Schwarzkupfer.

Das Schwarzkupfer kommt zum Gaarmachen (Norwegen, Schweden, Oberharzer Kieskupfer, Unterharzer Rohröstschwarzkupfer) oder zur Entsilberung durch Blei, Amalgamation, Extraction. Behufs der Zerkleinerung ist ein geringer Antimongehalt förderlich (Stefanshütte).

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kupfer	93.5	86.5	94.4	83.3	92.2	93.10
Blei	1.5	—	0.6	0.3	0.9	—
Eisen	1.5	3.5	3.3	1.7	1.4	3.43
Zink	1.0	—	0.3	—	—	—
Kobalt } Nickel }	1.2	Spr.	0.2 / 0.2	3.3	4.2	0.10

1) Kerl, Met. 1, 443, Taf. 9, Fig. 216—218. 2) Ebend. 1, 442, Taf. 9, Fig. 219.

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Silber	0.03	0.3	0.07	0.06	0.1	—
Gold	—	—	0.009	—	—	—
Antimon . . .	—	8.5	—	—	—	2.56
Zinn	—	—	0.024	—	—	—
Schwefel . .	1.0	1.1	0.8	11.3	1.0	1.04
Phosphor . .	—	—	0.003	—	—	—

a. Von Mansfeld. b. Von Stefanshütte. c. Von Fahlun. d und e. Von Riechelsdorf, obere und untere Scheibe. f. Von Phönixhütte.

Dünnstein.

b) Dünnstein (Oberlech, Armstein), Gemenge von Cu^2S, FeS mit metallischem Kupfer, welches zumeist die Wände von Blasenräumen überzieht (S. 173).

Derselbe wird entweder in die Roh- oder Concentrationsarbeit gegeben, seltener für sich verarbeitet, wo er dann ein ausgezeichnetes Kupfer liefert.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.
Kupfer . .	57.2—61.2	72.5	57.8	61.3	60.0
Eisen . . .	15.8—16.3	4.6	17.2	13.7	16.3
Blei . . .	—	0.5	—	—	—
Antimon . .	—	—	—	—	0.1
Nickel . .	—	0.4	—	—	—
Kobalt . .	—	0·4	—	4.1	—
Zink . . .	—	0.5	0.7	—	—
Schwefel . .	20.2—24.4	21.4	24.5	22.5	22.3
Schlacke . .	—	—	—	—	1.5

a. Aeltere Steine aus dem Mansfeldschen. b. Neuerer Dünnstein daher. c Von Fahlun. d. Von Riechelsdorf. e. Von Phönixhütte.

Schlacken.

c) Schlacken, Singulosilicate oder etwas höher silicirt.

Werden seltener abgesetzt (Röraas), als beim Erz-, Stein- und Concentrationsschmelzen wieder zugeschlagen, wenn sie über 1 Proc. Kupfer enthalten.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Kieselsäure	31.6—38.1	31.7	31.7	21.0—32.8	30.9	25.36
Thonerde	6.6— 7.3	—	2.8	0.0— 4.2	4.0	—
Eisenoxydul	45.1—52.4	62.3	47.8	64.8—69.1	66.3	70.13
Kalk	3.4—11.6	0.4	8.1	0.0— 1.2	0.5	0.15
Magnesia	0.1— 1.5	0.1	3.9	1.5— 2.3	—	0.20
Kupferoxydul	0.6— 2.9	0.9	1.1	1.0— 1.6	0.6	—
Zinkoxyd	1.3— 5.5	—	—	0.0— 0.2	—	—
Nickel- und Kobaltoxyd	Spr.— 2.1	—	0.25	0.0— 0.4	—	—
Bleioxyd	Spr.— 1.0	—	—	—	—	—
Molybdänoxyd	—	—	0.2	—	—	—
Alkalien	—	—	4.9	—	—	—
Schwefel	—	1.2	—	—	—	—

a. Mansfelder Schlacken. b. Von Stefanshütte. c. Von Riechelsdorf. d. Von Fahlun. e. Von Röraas. f. Von Phönixhütte mit 0.1 Sb, 0.1 As, 1.06 Cu, 1.55 S und Spuren von Co und Ni.

Beispiele. Mansfeld.

Mansfeld.[1]) Verschmelzen der durch den Ziervogel'schen Process (§ 124) entsilberten Leche (Rückstände), nach dem Anbatzen mit 4 Proc. Thon und Trocknen durch die Ueberhitze der Röstöfen, in 5.92 m hohen einförmigen Brillenöfen mit Nase auf Schwarzkupfer zum Gaarmachen und Raffiniren, Dünnstein zum Rückstandsschmelzen nach vorheriger Röstung und Schlacken mit über $1\frac{1}{2}$ Proc. Kupfer, zur Schmelzarbeit zurückgehend. Durchsetzquantum in 24 St. 10 000—11 500 kg Rückstände mit 25 Proc. Cokes. Neuerdings Schmelzen auf Schwarzkupfer im Flammofen und Raffiniren desselben in einer Tour (S. 185).

1) Preuss. Ztschr. 17, 168. B. u. h. Ztg. 1867, S. 79.

Stefanshütte.[1]) Schmelzen gut gerösteter Rohleche mit armen quarzigen Erzen in 2.53 m hohen Sumpföfen mit einer Eisenrinne am tiefsten Punkte des Herdes zum Abstechen des Schwarzkupfers in Wasser und an der anderen Seite 262 mm darüber mit Stichöffnung für den Stein. Durchsetzquantum in 24 St. 10 000 kg. Die Schlacke fliesst über die Schlackengasse ab und ist ärmer, als wenn man Schwarzkupfer, Lech und Schlacke zusammen absticht (Phönixhütte). Ungarn.

Åtvidaberg.[2]) Schmelzen des gerösteten Rohsteines mit Erzschlacken, Gaarschlacken und Quarz im 3förmigen Tiegelofen von 5.14 m Höhe. Atvidaberg.

2) Flammofenschmelzen. Dasselbe findet zuweilen auch wohl in Verbindung mit dem Raffiniren statt (§ 70). Dieser Process, von welchem beim Kupferflammofenprocesse später (§ 64) ausführlicher die Rede sein wird, beruht im Wesentlichen darauf, dass sich das im gerösteten Steine enthaltene Schwefelkupfer und Kupferoxyd beim Einschmelzen im Flammofen in Kupfer und schweflige Säure umsetzt ($Cu_2S + 2CuO = 4Cu + SO_2$). Man richtet die Röstung so ein, dass ein geringer Ueberschuss von Cu_2S bleibt, weil sich andernfalls eine kupferoxydulreiche Schlacke bildet, welche den Quarzherd stark angreift. Man setzt deshalb einem zu stark gerösteten Steine, was man beim Einschmelzen leicht erkennt, so viel ungerösteten Stein zu, dass sich über dem Schwarzkupfer eine dünne Steinschicht (Dünnstein) bildet.

Oker. Einschmelzen des zweimal in Haufen gerösteten Concentrationssteines, roh mit 75—79 Cu (S. 182), in Posten von 3750 kg im Flammofen (S. 181), wobei aus 88 Proc. zweimal geröstetem Steine und 12 Proc. ungeröstetem Rohsteine 18 Proc. Kupferstein (Dünnstein) und 32 Proc. Schwarzkupfer mit 94—96 Proc. Cu erfolgen, welches wegen geringen Silbergehaltes im Flammofen raffinirt wird (§ 71). Beispiele. Oker.

Mansfeld. Schmelzen der Rückstände von der Extraction des Silbers aus todtgerösteten Concentrationssteinen (S. 180) nach Ziervogel's Methode mit etwa 10 Proc. Steinkohle und Quarz im Flammofen auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben gleich dahinter her. Aehnlicher Process zu Jauer in Schlesien (S. 136). Mansfeld.

Schmöllnitz.[3]) Verschmelzen der Rückstände von der Augustin'schen Schwarzkupferextraction mit Lechen in einem Spleissofen unter Zuführung von Oxydations- und Verbrennungswind, wobei durch Einwirkung des Oxydischen auf das Geschwefelte Schwarzkupfer entsteht. Schmöllnitz.

5. Capitel. Gaarmachen des Schwarzkupfers.

55. Allgemeines. Das mehr oder weniger spröde Schwarzkupfer ist wegen seiner Verunreinigung mit Eisen, Blei, Zink, Nickel, Kobalt, Wismuth, Arsen, Antimon, Schwefel u. A. weder für die mechanische Bearbeitung, noch zur Darstellung von Legirungen nutzbar und muss für diese Zwecke durch ein oxydirendes Schmelzen, bei welchem die fremden Beimengungen oxydirt, verschlackt oder verflüchtigt werden sollen, gereinigt (gaar gemacht) werden. Diese Reinigung geschieht um so leichter, je mehr sich die fremden Stoffe in ihrer Verwandtschaft zum Sauerstoffe vom Kupfer unterscheiden und je weniger verwandt sie zum Kupfer selbst sind. Zweck des Gaarmachens.

Während Eisen, Zink und Blei am leichtesten zu beseitigen sind, so gelingt dieses unvollkommener mit Nickel, Kobalt[4]) und Wismuth, auch geringe Mengen Verhalten fremder Bestandtheile.

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 412. 2) Kerl, Met. 2, 424. 3) Kerl, Met. 2, 555. Oest. Ztschr. 1859, S. 277, 299. 4) Lampad., Fortschr. 1839, S. 139. Bgwfr. 10, 331. Oest. Ztschr. 1861, S. 133.

von Antimon und Arsen haften dem Kupfer sehr hartnäckig an und alteriren schon in den geringsten Quanten dessen Festigkeit, weshalb diese Stoffe bei den vorhergehenden Röst- und Schmelzprocessen möglichst zu entfernen sind. Das Nickel, oft im Kupfererze nicht nachzuweisen, concentrirt sich im Schwarzkupfer und geht bei dessen Gaarmachen theilweise in die Schlacke, zum Theil in die obersten Kupferscheiben, in denen sich auch zuweilen krystallisirtes Nickeloxyd befindet (Riechelsdorf, Dillenburg[1])). Kommt mit dem Nickel gleichzeitig Antimon vor, so bildet sich nach Ramdohr und Hahn eine Verbindung von $(Cu\,O, Ni\,O)_{18}\,Sb_2\,O_3 =$ 67.6 Kupferoxyd, 16.1 Nickeloxyd und 18.3 antimoniger Säure oder nach Hampe's neuester Analyse aus 36.113 Cu, 22.359 Ni, 23.394 Sb und 18.245 O, entsprechend $6\,Cu_2\,O, Sb_2\,O_5 + 8\,Ni\,O, Sb_2\,O_5$, in Gestalt von goldgelben oder blassgrüngelben Blättchen (Kupferglimmer[2])), welche sich mit dem Gaarkupfer mengen, dasselbe (Glimmerkupfer, glimmeriges Kupfer) in seiner Qualität, namentlich Festigkeit beeinträchtigen und dickflüssig machen. Der Schwefel wird bei dem oxydirenden Schmelzen theilweise als schweflige Säure entfernt, haftet aber zum Theil dem Kupfer hartnäckig an und giebt gegen das Ende des Gaarmachungsprocesses zu einer rapiden, mit lebhaftem Umherspritzen von Kupfertheilchen (Streukupfer, Sprühkupfer[3])) verbundenen Entwickelung von schwefliger Säure (Kupfersprühen, Kupferregnen) Veranlassung, indem bei einer gewissen Temperatur und einem gewissen Verhältnisse Schwefelkupfer und entstandenes Kupferoxydul auf einander reagiren (S. 173, $Cu_2\,S + 2\,Cu_2\,O = 4\,Cu + S\,O_2$). Ganz ähnlich wie Glätte und Silber Sauerstoff binden, wird die schweflige Säure vom Kupfer bei höherer Temperatur absorbirt. Sinkt letztere oder wird das Metallbad in lebhaftes Aufwallen, z. B. durch Polen, versetzt, so entweicht die schweflige Säure. Nach Caron[4]) absorbirt schmelzendes Kupfer Sauerstoff und Kohlenoxydgas. Nach Rivot hängt die Schwierigkeit der Entfernung fremder Beimengungen aus dem Kupfer davon ab, ob dieselben mit Schwefel, Antimon oder Arsen verbunden oder mit Kupfer legirt sind.

Vorgänge beim oxydirenden Schmelzen. Wird Schwarzkupfer einem oxydirenden Schmelzen (Gaarmachen) mit Gebläsewind ausgesetzt, so werden die am leichtesten oxydirbaren Substanzen oxydirt (zuerst Eisen, dann Zink, Blei und zuletzt Nickel) und entweder, theilweise unter Rauchentwickelung, verflüchtigt (Antimon, Arsen, Blei, Zink, Schwefel) oder verschlackt, indem die gebildeten Oxyde unter Aufnahme von Kieselsäure (Gaarkrätz, Gaarschlacken) aus dem Herdmateriale nur zusammenfritten und von dem Metallbade abgezogen werden müssen (bei Eisen, Nickel, Kobalt) oder als flüssige Massen von selbst abfliessen (bleiische Schlacken). Die Oxydation erfolgt ausschliesslich auf der Oberfläche des Metallbades, wobei das geläuterte, specifisch schwerere Kupfer zu Boden geht und die leichteren noch ungereinigten Theile der Masse nach aufwärts getrieben werden und sich oxydiren. Aber es wird auch durch den Zutritt der Gebläseluft auf die Kupferoberfläche in Folge der Massenwirkung Kupferoxydul[5]) gebildet, welches das auf Adhäsionswirkungen beruhende besondere Bestreben hat, von der Oberfläche aus das flüssige Kupfer nach dem Boden zu, wohin die Gebläseluft nicht gelangt, zu durchdringen und dabei Sauerstoff an die oxydabeln Bestandtheile abzugeben, welche dann als Oxyde auf die Oberfläche steigen und von hier entfernt werden. Bei dieser fortgesetzten Wirkung des immer von Neuem auf der Oberfläche gebildeten Kupferoxydules tritt ein Punkt ein, bei welchem durch dasselbe die fremden

---

1) Kerl, Met. 1, 705. 2) Bgwfrd. 10, 323 (Genth). Schweigger's Journ. f. Phys. u. Chem. 19, 211 (Strohmeyer). Poggend. Ann. 41, 343 (Borchers). Preuss. Ztschr. Bd. 21, Hft. 5 u. B. u. h. Ztg. 1875, S. 49 (Hampe). Liebig's Ann. 103, 189 (Ramdohr). B. u. h. Ztg. 1860, Nr. 21 (Hahn). 3) Kerl, Met. 2, 387, 407. Preuss. Ztschr. 17, 173. 4) Dingl. 183, 384. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 442.

Stoffe abgeschieden sind. Soll dieses vollständig gelingen, so muss ein Ueberschuss von Kupferoxydul vorhanden sein, welcher im Kupfer theilweise gebunden bleibt und dessen Geschmeidigkeit beeinträchtigt, zum Theil verschlackt wird (bis zu 50 Proc. Kupfergehalt und mehr in den Krätzen [1])). Bei einem geringen Ueberschusse davon (6—8 Proc.) nennt man das Kupfer gaar (Mansfeld, Oberharz, Schweden, Norwegen), bei einem grösseren übergaar, welcher letztere mit grösseren Verschlackungsverlusten verbundene Zustand dann vorhanden sein muss, wenn schwer zu entfernende Stoffe (Antimon, Arsen, Nickel) vorhanden (Unterharz, Ungarn).

Das im Kupfer enthaltene Kupferoxydul benimmt demselben seine Festigkeit, namentlich bei gewöhnlicher Temperatur, und muss demnächst noch, wenn das Kupfer auf mechanischem Wege weiter verarbeitet werden soll, durch einen Reductionsprocess (Hammergaarmachen) entfernt werden, den man seltener gleich in demselben Apparate, als durch ein besonderes Schmelzen im Hammergaarherde vornimmt. Zur Herstellung von Legirungen, z. B. Messing, kann das kupferoxydulhaltige Gaarkupfer bei Kohlezusatz direct verwandt werden.

Mittel zur Beförderung der Reinigung.

Die Reinigung des Kupfers lässt sich fördern [2]) durch einen Zusatz von Blei ($^1/_2$—1 Proc.) und durch Polen, seltener giebt man solvirende (Quarz) oder sonst reinigende Zuschläge (Chlorverbindungen, Alkalien, Kalk).

Blei ist sehr wirksam bei unreinen Kupfern, indem das gebildete Bleioxyd die fremden Metalle (Nickel, Antimon, Arsen u. s. w.) oxydirt und sich dann damit verschlackt. Kupferglimmer wird von demselben aufgelöst und aus stark übergaarem Kupfer durch Blei Kupferoxydul reducirt. Beim Verdampfen bringt dasselbe das Metallbad in Wallung, wodurch fremde Stoffe oberflächlich oxydirt werden können. Bleioxyd schmilzt mit Kupferoxydul und -Oxyd leicht zusammen, Kupferoxyd und metallisches Blei geben ein leichtflüssiges Gemenge von Kupferoxydul und Bleioxyd und je nach dem Compositionsverhältnisse verschiedene Legirungen von Kupfer und Blei; metallisches Kupfer und Bleioxyd liefern neben Kupferoxydul solche Legirungen. — Beim Polen [3]), Einbringen von grünen Holzstangen ins flüssige Kupfer, wirkt der aus ersteren entwickelte Wasserdampf oxydirend auf fremde Stoffe, das Metallbad kommt in lebhaftes Aufwallen, was die Ausscheidung von Kupferglimmer und die oberflächliche Oxydation fremder Stoffe begünstigt. Man kann gleichzeitig Blei zusetzen und polen (Müsen). Ein Zusatz von Dünnstein [4]) beim Einschmelzen kann zur Entfernung von Schwefelarsen beitragen und den Process beschleunigen. — In Brixlegg [5]) entsteht beim Behandeln von Glimmerkupfer mit Kochsalz flüchtiges Chlorantimon, Natron verschlackt sich und es resultirt eine Legirung von Nickelkupfer für Neusilberfabrikanten.

Kennzeichen der Gaare.

Man erkennt im Gaarherde die herannahende Gaare durch die Beschaffenheit der Flamme (Aufhören des Rauchens, Erscheinung rother Spitzen auf der früher grünen Flamme), der Schlacke (anfangs grün oder schwarz, dann braun und zuletzt immer röther werdend) und der Oberfläche des Metallbades (bei Gaare meergrün, ziemlich stark wallend, spärlich weissliche Punkte; bei Uebergaare meergrün, sehr heftig wallend, viele weisse Punkte; bei nicht völliger Gaare keine meergrüne Farbe, auftauchende und verschwindende dunkle Punkte; Hitzigkeit bei heller grüner Oberfläche und starkem Kochen unter Funkensprühen, Mattigkeit bei trübem Ansehen).

1) Bestimmung der Kupferverluste beim Spleissen: B. u. h. Ztg. 1866, S. 276; 1868, S. 94.
2) Kerl, Met. 2, 390.
3) Polen von poling, aufschäumen, nicht Bohlen von Holzbohle (Bgwfr. 19, 88; Oest. Ztg. 1856, Nr. 2).
4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 351. Kerl, Met. 2, 385.
5) B. u. h. Ztg. 1878, S. 213.

Von der wirklichen Gaare überzeugt man sich durch das Holen des Gaarspanes.

Eintauchen eines 13—20 mm dicken Eisenstabes (Gaareisen) mit glattem, konisch zugespitztem Ende durch den Formrüssel in das von Schlacken freie Metallbad, schnelles Zurückziehen, Ablöschen in Wasser, Abschlagen des Gaarspanes vom Eisen und Besichtigen desselben. Gaares Kupfer: Gaarspan dünn, äusserlich kraus, krystallinisch (reines Kupfer ist zum Krystallinischwerden[1]) geneigter, als unreines), namentlich mit krauser Spitze (Bart), innen kupferrothe Farbe mit metallischem Glanze, Bruch dicht und kirschroth. Uebergaares Kupfer: dicker Gaarspan, äusserlich rauh mit stark rothem ausgezogenen Barte, innen weisslich. Ungaares, zu junges Kupfer: dicker Gaarspan, äusserlich glatt ohne Bart, innen unreine Kupferfarbe. Hitziges Kupfer: sehr dünner Span ohne die innere schöne Kupferfarbe. Mattes Kupfer: glatte, glänzende, mehr braune Oberfläche des dicken Gaarspanes. Bei verschiedenen Kupfern können die Kennzeichen etwas variiren.

Behandlung des gaaren Kupfers.

Je nach diesen Kennzeichen ist das Kupfer gaar oder die Oxydation muss noch fortgesetzt werden oder man bringt eine grosse Uebergaare durch Zusatz von etwas Schwarzkupfer oder Blei zurück. Nach dem Gaarwerden wird das Gebläse abgestellt, das Kupfer unter einer Kohlenlöschdecke der Abkühlung etwas überlassen, wo dann bei einem gewissen Grade derselben das Sprühen (S. 186) eintritt, und zwar bei stark übergaarem Kupfer (Unterharz) weit weniger, als bei gaarem mit 6 bis 8 Proc. Kupferoxydul (Mansfeld, Oberharz, deshalb hier Flugstaubkammern über dem Gaarherde). Dann wird das hinreichend abgekühlte Kupfer unter vorsichtigem Aufspritzen von Wasser in Scheiben (Rosetten) gerissen (Scheibenreissen, Rosettiren, Spleissen) oder in Formen ausgeschöpft (Schweden, Kongsberg, Müsen) oder durch Einfliessenlassen in Wasser granulirt.

Die Rosetten, welche zur Verhütung von Explosionen behufs der Abkühlung nicht flach, sondern mehr stehend ins Wasser geworfen werden müssen, sind bei gaarem Kupfer weit dünner, als bei zu jungem und übergaarem, oberflächlich glatt und schön kupferroth, bei zu jungem gelblich, bei übergaarem hochroth. Glimmeriges Kupfer giebt dicke goldgelbe, glänzende Scheiben. Beim Granuliren muss in einem mit starkem Blechdeckel versehenen Gefässe ein dünner Kupferstrahl gegen einen dickeren Wasserstrahl zur Vermeidung von Explosionen geführt werden, welche durch rapide Erzeugung von Wasserdampf oder plötzliche Entwickelung der absorbirt gewesenen schwefligen Säure entstehen.

Apparate.

Je nach der Beschaffenheit des Kupfers, der Grösse der Production u. A. findet das Gaarmachen in verschiedenen Apparaten statt, im kleinen Gaarherde (reineres Kupfer bei geringerer Production), im grossen Gaarherde oder Spleissofen (für sehr unreines, namentlich blei-, arsen- und antimonhaltiges Kupfer bei grösserer oder geringerer Production) oder in Zugflammöfen (meist bei grösserer Production für reineres und unreineres Kupfer).

Das letztere Verfahren, das Raffiniren im Flammofen, welches aus Schwarzkupfer gleich geschmeidiges, hammergaares Kupfer liefert, ist das mit den geringsten Kosten und Metallverlusten auszuführende rationellste Verfahren, weil nicht, wie beim besonderen Hammergaarmachen des rohgaaren Kupfers, ein nochmaliges Umschmelzen desselben und eine Unterbrechung der Arbeit stattfindet. Wenn trotzdem noch Begehr nach Gaarkupfer vorhanden ist, so hat dieses meist seinen Grund in alten Gewohnheiten, Vorurtheilen der Fabrikanten und unrichtigem Preisverhältnisse zwischen Gaarkupfer und Raffinad.

1) Künstliche Krystallisation: Silliman's Journ. 2. Sér., 30, 258.

Als Producte erfolgen beim Gaarmachen: Producte.

a) Gaarkupfer, Rosettenkupfer, rohgaares Kupfer, wegen geringer Antheile fremder Metalle (Fe, Pb, Zn, Ni, Co, Sn) und Nichtmetalle (Sb, As, S, P) oder eines grösseren oder geringeren Kupferoxydulgehaltes (gewöhnlich mit 6—8 Proc., bei absichtlich stark übergaar gemachtem Kupfer[1]) bis 24 Proc.) brüchig. Gaarkupfer.

Entweder Handelswaare oder durch ein reducirendes Schmelzen (Hammergaarmachen) vom Kupferoxydul zu befreien und geschmeidig zu machen. Die oberen Scheiben werden wegen eines Nickelgehaltes wohl besonders verarbeitet.

Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.
Kupfer	99.5	99.55	99.94	99.45	83.90	98.97	98.50	98.38	99.83
Blei	0.5	0.29	—	0.14	0.60	0.07	0.29	0.59	—
Eisen	—	0.15	Spr.	0.02	—	0.23	0.08	0.05	0.11
Nickel	—	—	—	—	1.10	0.27 }	0.18 (Nickel und Zink)	0.35	—
Zink	—	—	—	0.02	—	— }		—	—
Antimon	—	—	—	0.19	—	—	—	—	—
Arsen	—	—	—	Spr.	—	—	—	—	—
Wismuth	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Nickeloxyd	—	—	—	—	13.86	—	—	—	—
Alkalimetalle	—	—	—	—	0.54	0.11	—	—	—

	k.	l.	m.	n.	o.
Kupfer	97.00	98.78	99.145	—	—
Blei	0.70	0.20	0.006	—	—
Eisen	—	Spr.	0.105	0.021	0.024
Nickel	0.46	Spr.	0.047	—	—
Zink	—	—	Schwefel	0.047	0.087
Antimon	1.10 (Antimon und Arsen)	0.04	0.145	—	—
Arsen		0.64	0.180	0.959	0.840
Wismuth	—	Silber	0.015	—	—
Nickeloxyd	—	Sauerst.	1.270	—	—
Alkalimetalle	—	Unl.	0.230	0.265	0.390

a. Drontheimer G. b. Schwedisches G. c. Dillenburger G. d. Unterharzer G. e und f. Riechelsdorfer G., oberste und unterste Scheibe. g. Fahlun, mit Spr. Zinn, 0.01 P, 0.04 S, 0.86 O, 0.01 Au, 0.08 Ag. h. Mansfeld, mit 0.591 O und 0.025 S. i. Von Schmöllnitzer Cementschliegen. k. Von Lend, mit 1 Proc. Kupferglimmer, 0.066 Ag, 0.0115 Au, 0.72 O. l. Von Agordo, mit 0.10 Ag und 0.04 S. m Barrenkupfer der Spassk'schen Hütte (Russland). n. Gaarkupfer aus dem kleinen Herde, ebend. o. Gaarkupfer aus dem Spleissofen, ebend.

b) Gaarschlacken, Gaarkrätz[2]), Rosettenkrätz, Gemenge von Metalloxyden, antimon-, arsen- und schwefelsauren Salzen und Silicaten; bald nur gesintert, bald geflossen. Gaarschlacken.

Die Gaarschlacken werden bei Erz- und Steinschmelzungen zugeschlagen oder für sich auf ein Schwarzkupfer verschmolzen, welches beim Gaarmachen (Verblasen, Raffiniren) ein minderes Product (Krätzkupfer, Glimmerkupfer[3])) liefert. Bei einem Nickel- und Kobaltgehalte des Schwarzkupfers reichert sich dieser in den Krätzkupfergaarschlacken an und kann daraus nutzbar gemacht werden. Namentlich vom Anfange des Processes sind die Schlacken reich an Eisen, Kobalt und Nickel, in den späteren Perioden reicher an Blei und Kupfer, weshalb beide Sorten meist verschieden behandelt werden (Oberharz, Phönixhütte).

Beispiele. Perm.

Perm. Ein eigenthümliches Verfahren der Zugutemachung der Gaarschlacken findet in Perm[4]) dadurch statt, dass man nach dem Einschmelzen des Schwarzkupfers (3200 kg innerhalb 12 Stunden) die Schlacken nicht abzieht, sondern bei abgestelltem Winde 400 kg reine kiesige Erze mit etwa 5 Proc. Kupfer auf der Schlacke

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 483. Bestimmung des Kupferoxydules ebend. 1868, S. 267. 2) Kerl, Met. 1, 858; 2, 397. 3) Ebend. 1, 706. 4) Ebend. 2, 400.

ausbreitet, diese, nachdem sie teigig geworden, damit vermengt, stark feuert, wobei die Gangarten des Kieses von den vorhandenen Oxyden aufgenommen werden und das Kupfer der Schlacke sich durch das Schwefeleisen der Kiese schwefelt, dann Schlacke zieht, stechenden Wind giebt und wiederholt bis zum Eintreten der Kennzeichen der Gaare Schlacken zieht. Es hat sich jetzt ein Ueberschuss von Kupferoxydul gebildet, welcher, wenn man ein lebhaftes Feuer giebt, das noch vorhandene Schwefelkupfer unter stürmischer Entwickelung von schwefliger Säure zerlegt. Wenn eine Schöpfprobe nach Farbe der Oberfläche und des Bruches die Gaare anzeigt, wird das Kupfer in Stechherde abgestochen und aus diesen in eiserne Formen geschöpft. — Mansfeld.[1]) Verschmelzen der ersten Gaarkrätze mit 50 Proc. Schieferschlacke und 1—1.5 Proc. Flussspath auf Krätzkupfer I, Verblasen (S. 194) und Raffiniren desselben, Wiederholung des Processes mit Krätze II so oft, bis daraus Krätzkupfer III erfolgt, welches als nickelreich für sich verkauft wurde, da die frühere Verarbeitung auf Nickelvitriol[2]) sehr kostspielig war und zu befriedigenden Resultaten nicht führte. — Verschmelzen der Verblasenschlacken mit Arsenkies und Schwerspath auf Kupferstein und Nickelspeise zur Altenauer Hütte.[3]) — Zur Phönixhütte[4]) Verschmelzen der Nickel, Kobalt und Antimon enthaltenden Gaarschlacke (Abzüge) mit Kiesen und Schwarzkupferschlacken auf Speise und Stein oder einfacher: Schmelzen derselben im Spleissofen mit Dünnsteinrost, quarzigen Erzen, Kohlenklein und Rostschlacke auf Gaarkupfer, wobei Nickel, Kobalt und Antimon grossentheils in die Schlacke gehen.

Mansfeld. Altenau. Phönixhütte.

Anwendbarkeit.

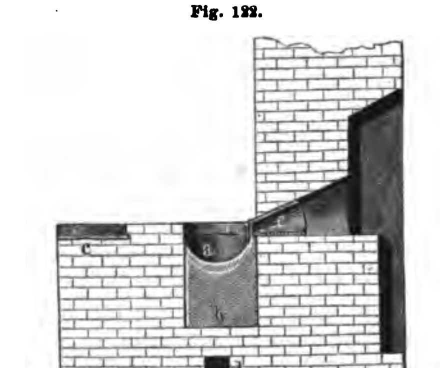
56. Gaarmachen (Rohgaarmachen) im kleinen Herde. Dieser, einen wenig kostspieligen Apparat erfordernde und leicht zu unterbrechende, aber mit grosser Brennmaterialverschwendung arbeitende Process kommt nur bei geringeren Productionen und reineren, eisenhaltigen, aber von Blei, Antimon, Arsen, Wismuth und Zinn möglichst freien Schwarzkupfern in Anwendung.

Da während des Processes das Brennmaterial mit dem Kupfer in Berührung ist, so findet ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction statt, welche letztere die oben genannten leicht reducirbaren Substanzen immer wieder ins Kupfer zurückführen würde. Die Oxyde von Eisen, Nickel und Kobalt reduciren sich weniger leicht.

Brennmaterial.

Man wendet stets verkohltes Brennmaterial[5]) an.

Fig. 122.



Früher nur mit theuren Holzkohlen arbeitend, verwendet man jetzt mit Vortheil leichte poröse Gascokes[6]), etwa 38 Proc. vom Schwarzkupfer (Mansfeld, Oberharz). Dichte, hohe Temperatur hervorbringende Cokes beschleunigen das Einschmelzen, verlangsamen das Gaaren und befördern die Reduction verschlackter Substanzen. Heisse Gebläseluft[7]) beschleunigt ebenfalls das Einschmelzen zu sehr.

Gaarherd.

Der Gaarherd hat nachstehende Einrichtung (Fig. 122):

a Herdtiegel, in schwerem Gestübbe *b* (1 Vol. Kohlenklein auf 7 bis 8 Vol. Thon und zugemengten Sand auf dem Ober- und Unterharze, aus Sandstein und Kohle zu Agordo, aus 3 Sand und 1 Gestübbe in Müsen) ausgeschnitten, für 150—400 kg Charge, 210—314 mm tief und 470—628 mm weit

1) Kerl, Met. 2, 549. Preuss. Ztschr. 17, 177. 2) Kerl, Met. 4, 486. B. u. h. Ztg. 1866, S. 156. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 9. Preuss. Ztschr. 19, 204. Kerl, Oberharz. Hüttenproc. S. 536. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 294. 5) Kerl, Met. 2, 391. 6) Berggeist 1865, S. 246. B. u. h. Ztg. 1866, S. 280. 7) Merbach, erhitzte Gebläseluft 1840, S. 231—245. Bgwfr. 1, 185. Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1861, S. 123.

(reinere Kupfer lassen grössere Chargen zu, in Schweden 900—1500 kg bei 628 bis 785 mm weiten und 392—470 mm tiefen Herden). *c* Arbeitsplatte. *d* Feuchtigkeitsabzug. *f* Form gewöhnlich mit 20—45° (z. B. 6° in Müsen und 45° in Atvidaberg) und mehr Stechen, 40—50 mm in den Herd ragend und unmittelbar auf dem Herdrande liegend, so dass das flüssige Kupfer im Herde vom Windstrome getroffen wird. Flugstaubkammern (S. 186) können über dem Herdtiegel vorhanden sein (Mansfeld, Oberharz).

Arbeitsverfahren.

Bei dem Gaarmachen kommen folgende hauptsächliche Arbeiten vor: Füllen des mit 158—210 mm hohen Seitenblechen versehenen Herdes mit Brennmaterial, Darauflegen von Schwarzkupferstücken in 158—200 mm Entfernung von der Brandmauer, Füllen des Zwischenraumes zwischen dieser und dem Kupfer mit Kohlen, Anlassen des Gebläses, Abschmelzen des Kupfers bei allmählichem Vorschieben der Stücke, wiederholtes Aufgeben von Brennmaterial und Nachsetzen von Kupfer, bis der Herd voll ist, wiederholtes Abräumen des Brennmateriales und Abziehen der Schlacke mit Streichholz (wohl bei Zusatz von Quarz wie in Atvidaberg), wenn dieselbe nicht von selbst abfliesst (S. 186), bis zu eintretender Gaare, jedesmaliges Wiederaufgeben von glühenden und todten Kohlen (nöthigenfalls Bleizusatz und Polen), Abstellen des Gebläses und Abräumen des Brennmateriales, wenn der Gaarspan die Gaare anzeigt, Reinigen der Form und Herdwand, Abziehen der Schlacke, Aufwerfen von Kohlenlösche, Abkühlenlassen, wobei ein Sprühen (S. 186) eintreten kann, Ausspleissen des Herdes in Scheiben unter Wasseraufgiessen, wenn sich am Rande des flüssigen Kupfers schwarze Punkte zeigen, Einwerfen der Scheiben in Wasser oder Ausschöpfen des Kupfers mittelst einer wohl in einer Kette hängenden Kelle in Formen; seltener Ausschöpfen des Kupfers aus dem Gaarherde in andere Herde (Reissherde) behufs des Rosettirens.

Beispiele.

Atvidaberg.[1]) Herd 628—785 mm weit und 392—470 mm tief, kupferne Form mit 33 mm weitem Rüssel, 105 mm vor der Brandmauer hervorragend, Stechen derselben 45°, Windpressung 65—88 mm, Charge von 952—1224 kg in 4—4½ St. bei 10 Proc. Abgang gegaart.

Schmöllnitz. Gaarmachen von 1918.5 kg Rohkupfer bei 1.16 Proc. Abgang und 35.9 Proc. Kohlenverbrauch aufs Rohkupfer in 24 St.

Oberharz. Herd 628 mm weit und 210—235 mm tief; Einsätze von 175 bis 200 kg in 3 St. gegaart bei 90—91 Proc. Ausbringen mit 62 Proc. Kohlen oder 75 Proc. leichten Cokes vom Gaarkupfer.

Müsen. Herd von anfangs 131 mm Tiefe und 275 mm Durchmesser, Stechen der Form 6° bei 46 mm Rüsseldurchmesser, Einsatz von 75—90 kg Schwarzkupfer und kleinen Partien todtgerösteten Dünnsteines, in 4 St. gaar.

Agordo. Charge von 416 kg Schwarzkupfer bei anfangs 12—15°, später mehr Stechen der Form, in 1½ Stunden gegaart in einem Gestübbeherde aus 3 Sandstein und 1 Holzkohle. Ausbringen 78 Proc., 1000 kg Schwarzkupfer erfordern 632 kg Kohlen.

Anwendbarkeit.

57. Gaarmachen (Rohgaarmachen) im Flammofen. Der Flammofen gestattet, da das Brennmaterial mit dem Kupfer nicht in unmittelbare Berührung kommt, eine kräftigere Oxydation fremder Metalle, lässt eine grössere Production, sowie die Anwendung rohen Brennmateriales (Holz, Steinkohlen, Gas) zu, giebt aber grössere Kupferverluste durch Verschlackung, weil nicht, wie im kleinen Herde, oxydirtes Kupfer in Berührung mit Kohle wieder reducirt werden kann.

1) Kerl, Met. 2, 427.

Es kommen entweder Zugflammöfen oder Gebläseflammöfen (Spleissöfen, grosse Gaarherde) in Anwendung, und zwar letztere besonders bei blei-, antimon- und arsenreichen, sog. speisigen Kupfern, deren Reinigung eine sehr kräftige Oxydation erfordert. Dabei bilden sich blei- und kupferoxydulhaltige Schlacken in reichlicher Menge, welche Quarzherde stark angreifen würden und deshalb Herde meist aus Gestübbe und Mergeln bei discontinuirlichem Betriebe erfordern, indem nach Beendigung jeder Schmelzung der stark corrodirte Herd erneuert werden muss. Bei einem zu gewinnenden Silbergehalte wird das gegaarte Kupfer wohl granulirt.

Fig. 123.

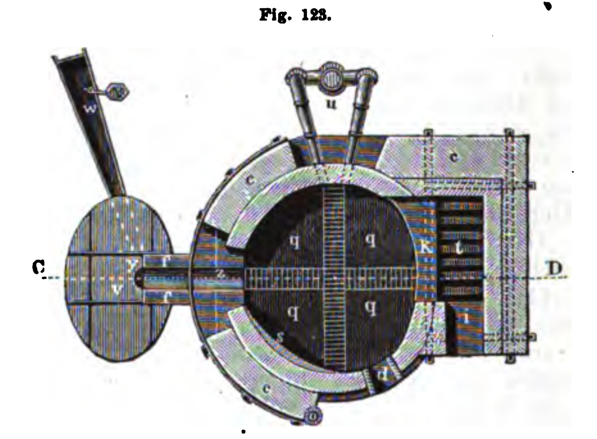
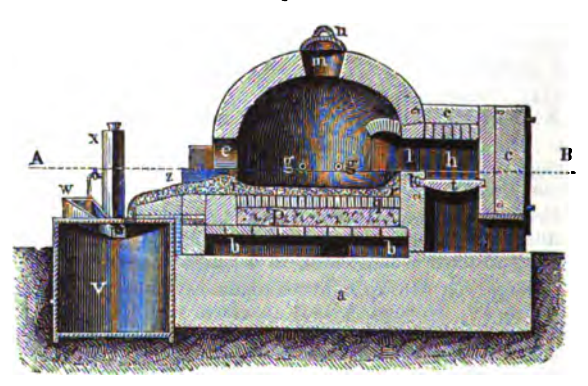


Fig. 124.



Zu Oker werden z. B. die unreinen, bleireichen, speisigen, silberhaltigen Schwarzkupfer von der Bleiarbeit (S. 91) im Spleissofen gegaart und granulirt, die reineren silberhaltigen Kupfer aus Kupfererzen, welche aus Spurstein im Flammofen erhalten sind (S. 185), im Zugflammofen.

Spleissofen. 1) Gaarmachen im Gebläseflammofen (Spleissofen). Derselbe ist ein dem Treibofen ähnlicher Gebläseofen (Fig. 123, 124).

a Fundament. *b* Grundabzug von 288 mm im Qu. *c* Rauhgemäuer. *d* Schlacken- oder Arbeitsloch, 392 mm weit und 706 mm hoch. *e* Stichloch (Blechloch). *g* Kannen

oder Formen. *h* Feuerungsraum 0.77 m breit und 1.57 m lang. *i* Schürloch. *k* Feuerbrücke, 0.392 mm dick und 1.57 m lang. *l* Flammloch. *m* Kühlloch in der Haube mit Deckel *n*, Haube 1.831 m über dem Herde. *o* Verankerungssäule. *p* Schlackenherd, 262 mm dick. *q* Barnsteinherd, 144 mm dick und von 2.667 m Durchmesser. (Man hat auch ovale Herde, z. B. zu Chessy, Perm.[1])) *r* Schmelzsohle (aus Gestübbe und Mergel auf dem Ober- und Unterharze, aus Thon und Quarz zu Nagyag). *s* Höllenmauer. *t* Rost. *u* Windstock. Soll das gaare Kupfer granulirt werden (Unterharz), so sticht man dasselbe in eine eiserne mit Gestübbe ausgekleidete Rinne *f* ab und lässt es aus dieser in dünnem Strahl in das mit starkem eisernen Deckel *y* versehene 2.51 m lange, 1.88 m breite und 1.88 m hohe Granulirfass *v* so einfliessen, dass den dünnen Kupferstrahl ein aus dem Bottich *x* durch die Rinne *w* zugeführter Wasserstrahl trifft. Will man das Gaarkupfer rosettiren, so sticht man dasselbe in einen an Stelle des Granulirbassins liegenden mit Gestübbe ausgeschlagenen grossen Herd ab, welcher wohl zu jeder Seite mit noch einem solchen Herde communicirt. Der Spleissofen zur Altenauer Hütte hat gleichzeitig beide Vorrichtungen, Spleissherde und Granulirbassin zum beliebigen Gebrauche; an letzteres schliessen sich noch einige Behälter zum Klären des durchfliessenden Wassers von mitgerissenen Kupfertheilchen an. Bei langflammigem Brennmateriale (Holz) macht man das Gewölbe höher, als bei kurzflammigem (Steinkohlen) und wendet für letzteres mit Vortheil Unterwind an (Unterharz, wo man auf 100 kg Schwarzkupfer 38 kg Steinkohlen verbraucht). Auch hat man Treppenroste mit Zuführung von Wind über der Feuerbrücke, um die Verbrennung mehr in den Herd zu verpflanzen (Schmöllnitz[2])). Zur Ersparung von Brennmaterial und Zeit hat man zu Tajowa[3]) aus feuerfestem Materiale ein flacheres Gewölbe gespannt. — In Kongsberg[4]) wendet man unter Ersparung von Brennmaterial und bei rascher Arbeit und heisser Gebläseluft einen Gasspleissofen mit beweglichem Herde (Test) an, welcher aus Schlackenpulver geschlagen, sich wie beim Feinbrennherde senken und in Formen entleeren lässt. Die abziehende Flamme wird zum Rösten von Stein benutzt.

Arbeitsverfahren.

Das gewöhnliche Arbeitsverfahren ist nachstehendes: Einsetzen der Schwarzkupferstücke (bis 3500 kg und mehr) durch die Oeffnung *e* auf Spaten so, dass Zwischenräume (Gassen) zum Durchstreichen der Flamme bleiben, namentlich Anhäufen des Kupfers in der Hölle und vor der Feuerbrücke, Feuern bis zum Rothglühen des Kupfers, Anlassen des Gebläses und Verstärkung desselben mit zunehmender Hitze im Ofen, Schlackenziehen nach erfolgtem Einschmelzen mittelst eines angespiessten Hölzchens durchs Schlackenloch, wiederholtes Schlackenziehen bei jedesmal vorheriger Oxydation und schwächerer Feuerung, bis das Rothwerden der vorher schwarzen oder dunkeln Schlacke das Herannahen der Gaare anzeigt, Sprühen, Holen von Gaarspänen (S. 188) durch das Blech- oder Schlackenloch, wie im kleinen Herde, Abstechen des gaaren oder übergaaren Kupfers in das Granulirbassin oder in die abgewärmten Stechherde behufs des Spleissens, wo dann die meist dickeren und grossen Scheiben im Vergleiche zu den dünneren und kleineren des kleinen Gaarherdes schon den Ursprung aus dem Spleissofen erkennen lassen. Man macht auf einem Herde häufig mehrere Spleissen hinter einander (in Ungarn z. B. auf einem Quarzherde an 10 Spleissen mit 120 kg Charge).

Modificationen.

Bei unreineren, namentlich antimon- und arsenhaltigen Schwarzkupfern kommen unter Anderem nachstehende Modificationen vor:

a) Langsames Einschmelzen des Kupfers ohne Zutritt von Gebläseluft zur Verflüchtigung von Antimon, Arsen und Schwefel und Bildung eines Ueberschusses von Kupferoxydul, Steigerung der Temperatur bei Zuführung von stark gepresster Gebläseluft, dann Abziehen der reichlich gebildeten, namentlich Eisen, Blei, Zink, weniger Nickel enthaltenden Schlacke unter Wegrauchen von Antimon, Arsen und Schwefel,

1) Kerl, Met. 2, 572. 2) Oest. Ztschr. 1860, S. 398. Kerl, Met. 1, 530, Taf. 11, Fig. 280 bis 282. 3) Oest. Ztschr. 1857, S. 130. 4) Kerl, Met. 2, 381.

Abstellen des Windes, sobald die Schlacke roth geworden und das Qualmen des Bades aufhört, wobei sich Kupferoxydul im Ueberschusse bildet, welches die letzten Antheile Eisen, hauptsächlich aber noch Zink, Nickel, Blei, Antimon, Arsen und Schwefel oxydirt, so dass ein lebhaftes Sprühen eintritt (ein Zusatz von Blei und Polen leisten gute Dienste), Abstechen des Kupfers nach Aufhören der Entwickelung von schwefliger Säure und genommener Gaarprobe; bei sehr unreinen Kupfern vor dem Abstechen Reduction des stark überschüssigen Kupferoxyduls durch aufgeworfene Kohle, Abziehen des Krätzes, Anlassen des Gebläses und wiederholte Reduction des Kupferoxyduls und Wiedererzeugung desselben (Ungarn[1]). — Eisenreiche Schwarzkupfer schmilzt man zu Perm[2]) im Spleissofen ein, stellt den Wind ab, fügt quarzige Kiese hinzu, giebt bis zum Flüssigwerden starke Hitze, wobei das in den Schlacken enthaltene oxydirte Kupfer geschwefelt wird und ins Kupfer geht, während Halbschwefeleisen und oxydirtes Eisen sich in der Schlacke auflösen, wiederholtes Abziehen der letzteren, Zulassen von Wind, eintretendes Sprühen durch Einwirkung von Schwefelkupfer auf Kupferoxydul, Abstechen des nach Beschaffenheit der Schlacke und nach Schöpfproben gaar befundenen Kupfers. — Antimonreiche Kupferspeisen werden nach dem Einschmelzen abwechselnd mit Wind behandelt und jedesmal bei abgestelltem Winde Schlacken gezogen, wobei eine starke Antimonverflüchtigung stattfindet und sich zuletzt Krusten von antimonsaurem Antimonoxyde bilden, die man durch Einmengen von Sägespänen oder Kohle bei abgestelltem Winde und stärkerer Feuerung unter Wegrauchen von Antimon so oft zerlegt, bis der Span die Gaare anzeigt. Bei zu hoher Temperatur schmilzt das antimonsaure Antimonoxyd und lässt sich dann weniger leicht zerlegen (Schmöllnitz[3])).

b) Gaarmachen der unreinen, namentlich bleiischen, antimon- und arsenhaltigen Schwarzkupfer in zwei Touren, zuerst durch Verblasen im Spleissofen, d. h. theilweises Gaarmachen bis zu dem Punkte, wo die Schlacken anfangen, stark roth zu werden, dann Abstechen, Spleissen und völliges Gaarmachen des Kupfers im grossen oder kleinen Gaarherde. Bei diesem Verfahren leidet der Ofen weniger und man hat geringere Kupferverluste, namentlich beim Gaaren des verblasenen Kupfers im kleinen Herde, als beim Gaarmachen in einer Tour im Spleissofen (Unterharzer Krätzkupfer[4])).

c) Zusatz von Blei (zu Oker 70—100 kg auf 2400—2500 kg Einsatz) nach eingetretener Uebergaare, um dieselbe zurückzubringen und Kupferglimmer zu verschlacken bei fortwirkendem Gebläse, bis sich der Gaarspan gut zeigt. Auch durch Polen lässt sich der Kupferglimmer aus Gaar- und Verblasenschlackenkupfern entfernen.

d) Anwendung von Wasser oder Wasserdampf. Nach Leclerc[5]) Einschmelzen des Kupfers im Flammofen, Bespritzen mit Wasser während des Erweichens und völligen Schmelzens zur Oxydation fremder Metalle und Entfernung des Schwefels als Schwefelwasserstoff, nochmaliges Schmelzen des Productes im Flammofen und Zuleiten von Gebläseluft. — Nach Guillemin[6]) Einschmelzen des Kupfers bei Gebläseluftzutritt und nachherige Zuführung von Wasserdampf, oder Einschmelzen unter Wasseraufspritzen und nachherige Zuleitung von Wasserdampf. — Tessié du Motay[7]) schmilzt das Schwarzkupfer in einer aus Leuchtgas und Sauerstoff gemischten Flamme ein, wobei der gebildete Wasserdampf fremde Bestandtheile bis auf Blei oxydirt, welches letztere dann durch Gebläseluft oxydirt wird.

Für Zwecke der Entsilberung durch Schwefelsäure findet ein Gaarmachen (Verblasen) des Schwarzkupfers und ein Granuliren auf den Ober- und Unterharzer Hütten statt; ferner in Ungarn u. a. Die dabei fallenden Schlacken geben beim Verschmelzen mit Schwefelkies oder kiesigen Kupfererzen auf sehr unreines, speisiges Werkblei und Kupferstein (Oberharz) ein besseres Kupfer mit weniger Verlust, als beim Verschmelzen auf Schwarzkupfer.

Beispiele. Oberharz. Oberharz.[8]) Einschmelzen von 2600 kg Krätz-Schwarzkupfer (S. 178) während 5 Stunden im Spleissofen mit 2.92 m weitem Herde (aus Thonschiefermehl und Kohlengestübbe, am Rande aus Mergel geschlagen) mit Steinkohlen bei Unterwind, Anlassen des Gebläses während der ersten beiden Stunden schwach, dann stärker, so dass bei 0.047 m Formdurchmesser pro Min. $7^1/_2$ cbm Luft in den Ofen gelangen; wiederholtes

1) Kerl, Met. 2, 399, 402, 453. 2) Kerl, Met. 2, 573. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 325, 329. 4) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1860, S. 95, 132. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 340. 6) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 14, 463. 7) Polyt. Centr. 1870, S. 1140. 8) Preuss. Ztschr. 19, 203.

Abziehen der Schlacke unter Einmengen von Kohlenklein bis zur eintretenden Gaare (früher Zusatz von 30—50 kg Blei), Abstechen zum Granuliren. Zeitdauer des Verblasens 10—11 St., des ganzen Processes 18—20 St., Verbrauch von 38 Proc. Steinkohlen aufs Schwarzkupfer. Wiederholung des Processes mit 2000 kg Einsatz während 8—10 St. unter Zeit- und Brennstoffersparung, dann noch zweimaliger Einsatz von je 2000 und 1600 kg. Schwarzkupfer mit 80—83 Proc. Kupfer und 0.16—0.20 Proc. Silber giebt Verblasenkupfer mit 91—97 Proc. Kupfer und 0.20 bis 0.40 Proc. Silber. Granalien enthielten Cu 95.98, Pb 2.71, Fe 0.07, Ni, Co und Zn 0.05, Sb 1.53, Ag 0.30—0.40, As Spur. Verblasenschlacken vom Anfange des Processes strengflüssig, nur gefrittet und reich an Eisen, Kobalt und Nickel (15 bis 20 Kieselsäure, etwa 5 Proc. Nickeloxyd, 3.5 Kobaltoxyd, 10—12 Kupferoxydul und 35—40 Bleioxyd), zum Verschmelzen mit Schwerspath und Arsenkies auf Speise und Kupferstein (S. 190); aus der späteren Periode reich an Bleioxyd und Kupferoxydul und flüssiger (mit etwa 16 Kupfer, 51.5 Blei und 0.016 Silber), zum reducirenden Schmelzen mit Bleisteinschlacken und Cokes auf bleiisches Schwarzkupfer (wird gesaigert, verblasen und granulirt, wobei kobalt- und nickelreichere Schlacken fallen) und Schlacken[1]) mit 5 Proc. Kupfer, 6—10 Proc. Blei, zum Bleierzschmelzen. Neuerdings Verschmelzen der Verblasenschlacken mit 40 Proc. rohem Kupferkiese und 100 Proc. Krätzschlacken im Raschette- oder Rundofen auf Werkblei, zum Abtreiben, und Kupferstein, welcher geröstet, mehrmals concentrirt, auf Schwarzkupfer verschmolzen und dieses verblasen und granulirt wird.

Am Unterharze findet ein ganz ähnlicher Process statt. Schmelzen der blei-, arsen- und antimonreichen Verblasenschlacken mit kiesigen Erzen auf eine Speise aus 35 Proc. Cu, 15 Proc. Pb und 1 Proc. Ni, welche verkauft wird, und Kupferstein mit etwa 50 Proc. Cu neben geringen Mengen eines silberreichen antimonhaltigen Werkbleies. **Unterharz.**

Stefanshütte.[2]) 1680—2800 kg Einsatz, 48 St. langes Anwärmen, 10—12 St. langsames Feuern zum Glühendmachen des Kupfers, Anlassen des Windes und Verstärkung des Feuerns zum Flüssigmachen innerhalb 2—3 St., wiederholtes Schlackenziehen, Sprühen nach abgestelltem Winde und ermässigtem Feuer (Schwefeln), Wiederanlassen des Windes und stärkeres Feuern unter öfterem Schlackenziehen während 8—10 Stunden, bis kein Antimonrauch mehr kommt, Polen, bis der Gaarspan an der inneren Seite hellroth und ohne dunkle Flecken, oberflächlich von tiefbrauner Farbe, Grat oder Rand dick und rund, nicht dünn und scharf, Abschützen des Windes, Abstechen in Stechherde und Ausspleissen des Kupfers. **Stefanshütte.**

Kongsberg.[3]) Sehr unreines Schwarzkupfer wird im Gasspleissofen (S. 193) mit heissem Winde gaargemacht, das Kupfer durch Neigen des beweglichen Herdes in Formen entleert und der nickelhaltige Krätz zu weiterer Verwendung aufbewahrt. Die abgehende Flamme benutzt man zum Rösten von Spurstein, welcher beim Gaarmachen zur Beschleunigung des Processes hinzugefügt wird. **Kongsberg.**

2) Gaarmachen im Zugflammofen.[4]) Dieses Verfahren kommt seltener vor, weil man die Schwarzkupfer in solchen Oefen statt rohgaar meist gleich hammergaar macht, und wird dasselbe nur ausgeführt, wenn das Kupfer nicht zähe zu sein braucht, z. B. zur Silberfällung, oder wenn silberhaltige Kupfer behufs der Entsilberung auf nassem Wege nur theilweise gereinigt und dann granulirt werden sollen. Man verliert alsdann weniger Kupfer und Silber durch Verschlackung und die noch rückständigen Unreinigkeiten können bei Ausführung des nassen Weges unschädlich sein. **Anwendung.**

Beispiele. Oker.

Oker.[5]) Einschmelzen von 3500—4000 kg silberhaltigem Schwarzkupfer vom Spursteinschmelzen im Zugflammofen mit Granulirvorrichtung (S. 181) bei geschlossenen Arbeitsthüren, Steigen desselben durch Bildung von schwefliger Säure, Durchharken nach 8—9 St., Steigern der Temperatur aufs Höchste, Durchrühren, Schlackenziehen, Nehmen von Proben, bis dieselben ein kupferoxydulhaltiges (übergaares) Kupfer mit ziegelrother Farbe und grobkörnig-stänglicher Structur auf dem

---

1) Analysen in B. u. h. Ztg. 1861, S. 72. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 11. Felsobanya in v. Kerpely's ungar. Ztschr. 1877, Nr. 4. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 436. 4) Ebend. 1877, Taf. 6, Fig. 13, 14; Taf. 8, Fig. 3—6. 5) Preuss. Ztschr. Bd. 25 (Bräuning).

Bruche geben, Abstechen des bis zu einer gewissen Temperatur abgekühlten Kupfers, welches nur bei dieser Granalien in der gewünschten grossblättrigen Form giebt, in der mit Gestübbe ausgeschlagenen Rinne in ein Wasserbassin in dünnem Strahle, welcher durch einen stärkeren Wasserstrahl aus einem Wasserbehälter gekreuzt wird. 100 Thle. Schwarzkupfer geben 70 Thle. Betriebsgranalien mit 0.16 Proc. Ag für die Entsilberung mittelst Schwefelsäure. Ausserdem stellt man Verkaufsgranalien dar aus silberarmem Schwarzkupfer, welches beim Verschmelzen der reineren Gaar- und Raffinirschlacken erfolgt ist. — Cementkupfer von der Kupferextraction: Ankneten desselben mit einigen Procenten Cokeslösche und Thon, Formen zu Ziegeln, Trocknen derselben, Schmelzen unter Zuschlag von Kohlenklein im Flammofen (S. 181), Reduction der Sulfate durch letzteres unter Entstehung eines Kupfersteines, während Eisenoxydul von den zugeschlagenen Silicaten verschlackt wird; Abziehen der Schlacke, Oeffnen der Arbeitsthüren, Abkühlen des Bades bis zum beginnenden Erstarren der dünnen Steinlage zur Oxydation der letzteren, Wiedereinschmelzen bei geschlossenen Thüren, wobei unter Kupferbildung das Oxydische aufs Geschwefelte einwirkt, Oeffnen der Arbeitsthüren, Einleiten des Bratprocesses (s. Kupferraffiniren § 70) durch Abkühlung und Luftzutritt zur Entfernung der vom Kupfer absorbirten schwefligen Säure, Abziehen der kupferoxydulhaltigen Schlacke und Granuliren des Gaarkupfers.

Boston-Colorado-Werke. Boston- und Coloradowerke.[1]) Gaarmachen des Cementkupfers vom Ziervogel'schen Process (§ 123) in Flammöfen (s. Kupferraffiniröfen beim englischen Process § 70); Mengen einer Charge von 1450 kg mit 25 kg Holzkohle, Einschmelzen, Schlackenziehen, worauf Entwickelung von schwefliger Säure eintritt; Schlagen des Bades mit einer Krücke während 3—4 St., so dass wellenförmige Bewegungen entstehen, Ausschöpfen in eiserne Formen zu Platten; Verwendung des Gaarkupfers mit 2—3 Proc. Kupferoxydul zum Silberfällen.

6. Capitel. Hammergaarmachen (Raffiniren) des Kupfers.

Methoden. **58. Verschiedene Methoden.** Das Gaarkupfer wird zur Entfernung seines Kupferoxydulgehaltes seltener wegen Kostspieligkeit des Processes und grösserer Verluste im kleinen Gaarherde selbst durch Polen (S. 187) unter Kohlendecke von seinem Gehalte an Kupferoxydul, welcher das Product brüchig macht, befreit, als in einem besonderen, dem kleinen Gaarherde ähnlichen Herde (Hammergaarherd) einem kurzen reducirenden Schmelzen (Hammergaarmachen) unterworfen.

Auf manchen Hütten, welche grosse Productionen geben, unternimmt man beim deutschen Processe jetzt das Gaarmachen und Hammergaarmachen (Raffiniren) gleich mit dem Schwarzkupfer in einer Tour in einem Zugflammofen (Mansfeld, Freiberg, Oker), welcher Process dem englischen Kupferflammofenprocesse entlehnt ist und bei diesem näher betrachtet werden soll, oder man nimmt auch wohl Schwarz-, Gaar- und Hammergaarmachen gleich hinter einander her in demselben Flammofen vor (Mansfeld, Brixlegg, Atvidaberg).

Das Raffiniren des Schwarzkupfers im Flammofen gewährt bei grösseren Productionen gegen die Arbeit im kleinen Herde grosse ökonomische Vortheile hinsichtlich des Brennmaterialverbrauches, der Arbeitslöhne und des Zeitaufwandes, und liefert ein besseres Product, allerdings bei etwas geringerem Ausbringen und grösseren Anlagekosten. Gebläseflammöfen (Spleissöfen) eignen sich weniger zum Raffiniren als Zugflammöfen, weil sie die Regelung des Luftzutrittes und der beim Polen erforderlichen Temperatur, sowie ein rasches Ausschöpfen des Kupfers weniger gestatten. Bei Zugflammöfen lässt sich die Luft besser in der brennenden Kohle und der Flamme vertheilen, während im Gebläseofen der Wind nur in einen schmalen Raum eintritt.

Modificationen. **59. Hammergaarmachen im kleinen Herde.** Es muss dabei das kupferoxydulhaltige brüchige Gaarkupfer zur Entfernung des Kupfer-

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 248.

oxyduls einer reducirenden Wirkung ausgesetzt werden und geschieht dieses seltener gleich hinter dem Rohgaarmachen her in demselben Herde mit dem noch flüssigen Gaarkupfer, als, wie bemerkt, in einem besonderen Herde (Hammergaarherd) mit den Gaarkupferscheiben.

Hammergaarherd.

1) Hammergaarmachen in einem besonderen Herde (Hammergaarherd) mit Gaarkupferscheiben. Behufs Herstellung einer reducirenden Atmosphäre — und dieses ist der Hauptunterschied von dem oxydirenden Schmelzen beim Rohgaarmachen — giebt man der Form geringeres Stechen (6—10°) und legt sie einige Zoll über den Rand des mit Sandgestübbe ausgeschlagenen, abgewärmten, mit Seitenblechen versehenen und mit Holzkohlen gefüllten Herdes, so dass der Windstrom das Kupfer im Herde nicht trifft, sondern in die Kohlen bläst und in denselben eine Atmosphäre von Kohlenoxydgas erzeugt wird.

Arbeitsverfahren.

Auf die Kohlen legt man die Kupferstücke so der Form gegenüber, dass sie an der Grenze der Verbrennungszone sich befinden, wo der Sauerstoff der Gebläseluft von den Kohlen bereits verzehrt ist, beim Anlassen des Gebläses, noch mit Kohlen bedeckt, schmelzen und in einer reducirenden Atmosphäre in den Tiegel allmählich hinabschmelzen. Heisse Gebläseluft[1]) beschleunigt unter Kohlenersparung das Einschmelzen. Sobald dieses geschehen, nimmt man

a) entweder mittelst eines dünnen Gaareisens sehr rasch hinter einander so oft Spanproben, schlägt diese schnell von dem ersteren ab und untersucht, ob sie sich sowohl in der Hitze, als auch in der Kälte mehrfach zusammenschlagen und biegen lassen, ohne Kantenrisse zu erhalten (Unterharz), bis letzteres der Fall ist; oder

b) man nimmt nach abgezogenem Gekrätze mit einem Löffel eine Schöpfprobe, bricht dieselbe und betrachtet den Bruch, welcher bei grosser Geschmeidigkeit eines ausgereckten Kupfertheiles ein unebenes hackenförmiges Gefüge, Seidenglanz und rosenrothe Farbe (Fleischfarbe) besitzt. Deutet ein schuppig-körniges oder strahlenförmiges, zum Theil poröses oder feinkörniges Gefüge oder auch eine grobkörnige ungleichförmige Bruchfläche mit ziegel- oder braunrother Zone im oberen Theile auf ein noch kupferoxydulhaltiges Product, so giebt man nochmals Kohlen auf und Wind von schwacher Pressung, bis die Schöpfprobe die Hammergaare anzeigt (Perm[2])).

Lässt man das Kupfer nach eingetretener Hammergaare noch länger mit Kohle in Berührung, so wird dasselbe blasig, verliert in der Hitze, auch wohl in der Kälte, seine Geschmeidigkeit wieder (übergaares, dry copper, beim Raffinirprocesse überpoltes Kupfer, overpoled copper), erhält einen grobkörnig-zackigen, stänglichen Bruch bei gelbem Schimmer und starkem nicht seidenartigen Glanze. Man glaubte früher, das Kupfer nehme hierbei Kohle[3]) auf und erhalte dadurch diese übeln Eigenschaften, man ist aber nicht im Stande gewesen, Kohle in solchem Kupfer nachzuweisen; auch wird chemisch-reines (galvanisches) Kupfer beim Glühen und Schmelzen mit Kohle nicht brüchig. Der Grund dieses Verhaltens liegt wohl darin[4]), dass das Kupfer Kohlenoxyd oder Kohlenwasserstoffe beim Polen absorbirt und davon blasig wird, dann der Verlust an Festigkeit dadurch eintritt, dass im Kupfer vorhandene Oxyde und Salze, welche dessen Geschmeidigkeit weniger beeinträchtigen, durch zu lange Berührung mit Kohle beim Polen reducirt werden und die entstandenen Metalle in weit geringeren Mengen auf die Festigkeit des Kupfers schädlich influiren, als ihre Oxyde. Selbst in

---

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1861, S. 114. 2) Oest. Ztschr. 1862, S. 5. Bgwfr. 9, 773. 3) Dr. Fuchs will in einem Kupfer Kohlenstoff gefunden haben: B. u. h. Ztg. 1864, S. 89. 4) B. u. h. Ztg. 1856, S. 330, 337, 338, 345; 1861, S. 54; 1874, S. 192; 1875, S. 49. Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 21, Lief. 5; 1875, Bd. 22, S. 93 (Hampe).

den besten zähesten Kupfersorten des Handels findet man neben wenigstens Spuren solcher Beimengungen immer etwas Sauerstoff (nach Dick bis 3 Proc. Cu_2O, was etwas hoch erscheint). Es muss deshalb solchem übergaaren Kupfer durch Zutritt von Gebläseluft wieder Sauerstoff zur Oxydation der fremden Metalle zugeführt werden. Fremde Beimengungen in grösseren Quantitäten sind beim Hammergaarmachen gar nicht oder durch Zusatz besonderer Mittel nur zum Theil zu entfernen. Sie machen das Kupfer roth- und kaltbrüchig, ertheilen ihm eine unreine Farbe, schuppig-körnige Textur und matten Glanz. Besonders hartnäckig werden vom Kupfer geringe Spuren Schwefel zurückgehalten, welche die weiter unten zu erwähnende Erscheinung des Steigens hervorbringen.

Nach dem Hammergaarwerden stellt man das Gebläse ab, räumt die Kohlen von der Oberfläche weg, lässt das Kupfer unter einer Decke von Kohlenlösche bis zu einer gewissen Temperatur abkühlen, räumt die Kohlendecke ab, giesst das Kupfer rasch in eiserne mit Lehm überzogene Formen und bringt die noch glühenden Barren (Hartstücke) unter einen Hammer, um sie dicht zu machen und den darauf gebildeten Glühespan (Kupferasche) durch Abspringenlassen zu entfernen (Abpochen der Hartstücke).

Steigen des Kupfers. Ganz reines schwefelfreies Kupfer giebt stets dichte Güsse bei glatter etwas vertiefter Oberfläche, mag man dasselbe bei hoher oder niedriger Temperatur giessen, langsam oder rasch erstarren lassen; dasselbe wird aber, zu heiss gegossen und wenn es wie Quecksilber sich verhält, brüchig. Schwefelhaltiges Kupfer dagegen zeigt, bei zu hoher Temperatur ausgegossen, in den Formen die Eigenschaft des Steigens [1]), d. h. die Oberfläche des Hartstückes wölbt sich in den Formen und es entstehen im Innern mehr oder weniger grosse Blasen, welche bei der Verarbeitung der Stücke unganze Stellen erzeugen. Der Grund davon besteht — nach Böttcher [2]) — darin, dass, wenn das Kupfer bei hoher Temperatur in Formen gegossen wird, sich auf dessen Oberfläche Kupferoxydul erzeugt, dieses wie beim Gaarmachen nach unten geht und aus vorhandenem Schwefelkupfer schweflige Säure entwickelt, welche vom flüssigen Kupfer absorbirt wird, beim Erkalten desselben aber entweicht. Ist dabei die Oberfläche des Kupfers schon erstarrt, so kann die schweflige Säure nicht heraus und macht das Kupfer blasig. Lässt man das Kupfer in grösserer Masse in dem Gaarherde erst bis zu einem gewissen Grade sich abkühlen, so findet hier die angegebene Reaction statt, die schweflige Säure kann aber aus dem hinreichend flüssiggebliebenen Kupfer entweichen und das nun ausgegossene Kupfer verliert die Fähigkeit zu steigen. Die Menge der zurückgehaltenen schwefligen Säure, deren Anwesenheit nichts verräth, hängt von dem Grade der Sättigung und ihrem Drucke im Augenblicke des Festwerdens des Kupfers ab. Der Gehalt an Kupferoxydul ist ohne Einfluss, namentlich verhindert nicht ein beträchtlicher Gehalt an Oxydul die Absorptionsfähigkeit des Kupfers für die schweflige Säure. Die richtige Temperatur zum Guss erkennt der Empyriker durch das Ansehen der Oberfläche des Kupfers (Farbe, Beweglichkeit u. s. w.); eine Löffelprobe darf nicht steigen oder beim Aufspeien auf das Kupfer muss der Speichel in Gestalt einer Kugel in der Mitte der horizontal gehaltenen Probe bleiben u. A. Nach Anderen soll das Steigen, was aber nicht erwiesen, noch herrühren können von dem Entweichen absorbirten Sauerstoffes [3]), oder von Kohle [4]), welche mechanisch auf die Oberfläche gelangt, durch die beim Abkühlen entstehenden Strömungen von oben nach unten geführt und dann vom Kupferoxydul oxydirt wird. Für eine schädliche Wirkung der Kohle spricht die Erfahrung, dass Kupfer, in mit Lehm überstrichenen Graphittiegeln eingeschmolzen, dichte Güsse giebt, dagegen poröse, wenn das Kupfer mit dem Graphit direct in Berührung kommt. Nach Caron [5]) absorbirt flüssiges Kupfer Wasserstoff und Kohlenoxydgas und lässt die Gase beim Erkalten unter Spritzen und Blasigwerden wieder fahren. Nach Hampe (Citat S. 197) ist auch schwefelfreies bestes hammergaares Kupfer, bei dessen Ausschöpfen nicht das leiseste Steigen beobachtet wird, porös, wahrscheinlich in Folge davon, dass das Kupfer beim Polen oder in Berührung mit Kohle Kohlenoxyd- und Kohlen-

1) Bgwfr. 1851 (Herter). B. u. h. Ztg. 1856, S. 345. Kerl, Met. 2, 406. Wagn. Jahresber. 1874, S. 127. 2) Wagn. Jahresber. 1876, S. 189. Bgwfr. 1851, S. 701. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 320. Erdm. J. f. pr. Chem. 27, 195. 4) Dingl. 164, 438. Pogg. Ann. 115, 637. B. u. h. Ztg. 1869, S. 295. 5) Dingl. 183, 384.

wasserstoffgas absorbirt, welche beim Ausschöpfen sich durch sauerstoffhaltige Kupfertheile oxydiren und mehr oder weniger Porosität veranlassen, je nach der Dünnflüssigkeit. Noch reichlicher wird Wasserstoffgas absorbirt, nicht aber Kohlensäure, welche durch Diffusion z. B. Wasserstoff austreibt.

Als Mittel zur Verhütung des Steigens ausser der richtigen Giesstemperatur wendet man an:

a) Zusatz von Blei, welches theils verdampft, theils sich oxydirt und sich mit Kupferoxydul verbindet, so dass letzteres Schwefelkupfer nicht zerlegen kann (nach Anderen verwandelt die absorbirte schweflige Säure das Blei in Bleioxyd und Schwefelblei). Gleichzeitig reinigt das Blei unreineres Kupfer z. B. von Antimon und Arsen und macht es alsdann zum Walzen und Hämmern geeigneter. Bei Kupfer zu Telegraphendraht wird durch Bleizusatz die elektrische Leitungsfähigkeit beeinträchtigt; für die Messingbereitung ist ein Bleizusatz zum Kupfer schädlich, wohl aber kann dasselbe, sowie auch für andere Legirungen blasig sein.

b) Das Polen (S. 187), wodurch absorbirt gehaltene schweflige Säure ausgetrieben wird, auch Antimon, Arsen und Schwefel an Wasserstoff gebunden entweichen sollen. Polt man zu lange, so wird das Kupfer zu arm an Sauerstoff (überpoltes Kupfer) und wieder schlechter (S. 197).

c) Möglichsten Abschluss von Luft beim Giessen des Kupfers zur Vermeidung einer reichlicheren Kupferoxydulbildung.[1])

d) Zusatz von Quecksilberchlorid, welches in einer Tüte ins Kupfer mit einer Holzstange eingerührt wird, verdampft, dabei absorbirte schweflige Säure austreibt und zur Verflüchtigung von Antimon, Arsen und Schwefel, an Chlor gebunden, beiträgt (Perm[2])). Aehnlich wirkt Kupferchlorid.

e) Einleiten von Kohlensäure nach Hesse[3]) in die geschlossene Form beim Giessen, welche die das Steigen veranlassenden absorbirten Gase austreibt, das Steigen verhindert und die Herstellung weicher, zäher und dichter Güsse zulässt.

f) Zusatz von Reductionsmitteln (Phosphor, Phosphorkupfer, Mangankupfer) für das Kupferoxydul, von deren Wirkung beim Kupferraffiniren im Flammofen (§ 70), wobei sie häufiger zugesetzt werden, als im Herde, weiter die Rede sein soll.

Beispiele.

Schmöllnitz. Man gaart 402 kg Kupfer in 2.83 Stunden bei 1.28 Proc. Abgang und 59.34 Proc. Kohlenverbrauch.

Unterharz. Früheres Hammergaarmachen von 250 kg Gaarkupfer in einem Herde von 628 mm Durchmesser und 235 mm Tiefe bei 8° Formstechen in $2^1/_2$ bis 3 Stunden bei 2—3 Proc. Abgang mit 150 kg Kohlen.

Agordo. Chargen von 420 kg bei 94.7 Proc. Ausbringen gegaart mit 516 kg Kohlen pro 1000 kg Gaarkupfer.

Kleiner Gaarherd.

2) Roh- und Hammergaarmachen von Schwarzkupfer in demselben Herde. Zeigt der Gaarspan die Rohgaare an, so lässt man unter ein- bis zweimaligem Abziehen von Schlacke das Gebläse noch 10—12 Minuten wirken, bis eine Schöpfprobe ein stark kupferoxydulhaltiges Kupfer anzeigt (dunkelziegelrothe Farbe, Blasenräume auf dem matten Bruche und Brüchigkeit), und polt dieses bei abgestelltem Gebläse unter einer Kohlendecke mit einer 78—105 mm dicken Birkenstange fein.

Bei unreinerem, Arsen, Antimon und Schwefel enthaltenden Kupfer wird das kupferoxydulreiche Kupfer überpolt, dann das Gebläse wieder angelassen, bis eine Probe die Feine des Kupfers anzeigt (höchste Ductilität bei seidenglänzendem Bruche). Nöthigenfalls müssen diese Operationen noch mehrmals wiederholt werden (Ungarn[4]), Mansfeld[5]), Brixlegg[6])).

Producte.

Die Producte von Hammergaarmachen sind Krätzen (kommen verwaschen zum Gaarmachen oder zu anderen Schmelzarbeiten), Kupferasche (zu den Schmelzarbeiten oder zur Vitriolbereitung) und Hammergaares Kupfer (tough pitch copper) von später (§ 75) anzugebenden Eigenschaften..

---

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 345; 1860, S. 320. 2) Bgwfr. 19, 773. Oest. Ztschr. 1862, S. 5. 3) D. R. P. Nr. 3993 v. 1879. 4) B. u. h. Ztg. 1855, S. 385. 5) Ebend. 1861, S. 468. 6) Bgwfr. 19, 88.

Analysen.

Analysen von hammergaarem Kupfer:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.
Kupfer . .	99.61	—	99.31	99.94	99.80	99.92	98.99	99.5
Blei . . .	Spr.	—	0.21	—	0.04	0.07	—	—
Eisen . .	0.02	—	0.02	Spr.	0.11	0.02	—	—
Nickel . .	—	—	0.28	—	—	—	Spr.	0.1
Zinn . . .	0.27	—	—	—	—	—	—	—
Silber . .	Spr.	Spr.	0.10	0.06	0.06	Spr.	—	—
Antimon .	—	—	—	—	—	—	1.01	0.4

a. Norwegisches Blockkupfer. b. Von Altenfjord in Norwegen. c. Von Riechelsdorf. d—f. Von Dillenburg, obere, mittlere und unterste Partie. g. Von Stefanshütte, ohne Kantenrisse zu schmieden und zu feinen Blechen zu walzen. h. Von Phönixhütte, zu Formen schmiedbar.

7. Capitel. **Beispiele für den deutschen Kupferhüttenprocess.**

Modificationen.

60. Beispiele für gold- und silberfreie Erze. Das Verschmelzen der Erze findet in Sumpf-, Brillen- oder Tiegelöfen ohne oder mit Concentration der Leche, sehr selten ohne alle Steinarbeit (Linz) statt, das Gaarmachen des Schwarzkupfers seltener im Zugflammofen (Atvidaberg, Boston, Nischnetagilsk), als im kleinen und grossen Gaarherde.

I. Arbeiten ohne Steinconcentration.

A. Sumpfofenbetrieb.

Atvidaberg.

Atvidaberg.[1]) Rösten zinkblende- und kieselsäurereicher Erze (Weich- und Harterze) in freien Haufen und Stadeln unter Einmengung von Brennmaterial. Schmelzen mit basischen Substanzen (Schwarzkupferschlacke, Kalk) unter Bildung einer Bisilicatschlacke in 5.34—7.13 m hohen 3- und 4förmigen Sumpföfen auf Rohstein, Rösten desselben in Stadeln, Schmelzen mit Erzschlacken auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben in Quantitäten von 1200—1400 kg im kleinen Herde und auch im Raffinirofen.

Röraas.

Röraas.[2]) Rösten von Kiesen mit wenig Zinkblende und chloritischem Schiefer in Haufen bei Schwefelgewinnung, Schmelzen mit Kupferschlacken in 2förmigen 5 m hohen Sumpf- und Tiegelöfen auf Rohstein, des in Stadeln gerösteten Steines auf Schwarzkupfer und Gaarmachen desselben auf kupferoxydulreiches, sehr reines sogenanntes Drontheimer Kupfer.

Boston.

Boston.[3]) Rösten antimon- und arsenhaltiger Erze mit Schwefelkieszuschlag in Haufen, Schmelzen mit Schlacken und Austerschaalen in 1.63 m hohen Sumpföfen auf Rohstein und des in Stadeln gerösteten Rohsteines auf Schwarzkupfer, Raffiniren desselben im Flammofen.

Kedabeg.

Kedabeg im Kaukasus.[4]) Schmelzen der in Haufen und Kilns gerösteten Erze in Schachtöfen auf Rohstein, des in Haufen todtgerösteten Steines auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben im Flammofen; das Schmelzen der Erze im Regenerativflammofen nach englischer Art ergab keine ökonomisch günstigen Resultate. Neuerdings ist der nasse Weg mit elektrischer Fällung des Kupfers eingeführt.

B. Spur- oder Brillenofenbetrieb.

Agordo.

Agordo.[5]) Kernrösten von Kiesen mit 2 Proc. Kupfer in Stadeln bei Schwefelgewinnung, Auslaugen der Rinden und Fällung des Kupfers aus der Lauge durch

1) Kerl, Met. 2, 428. 2) Ebend. 2, 431. Preuss. Ztschr. 14, 93. 3) Kerl, Met. 2, 563. 4) B. u. h. Ztg. 1879, S. 135. 5) Kerl, Met. 2, 436. B. u. h. Ztg. 1862, S. 425; 1864, S. 104; 1865, S. 340. Oest. Ztschr. 1863, S. 114, Nr. 13. 30. Berggeist 1869, Nr. 55.

Eisen, Schmelzen der Kerne mit 7—8 Proc. Kupfer mit reichen Kiesen, Cementkupfer, Schlacken und Sandstein in 5.5 m hohen Brillenöfen auf Rohstein, Schmelzen des gerösteten Rohsteines mit geröstetem Dünnsteine, Rauch, reichen Schlacken, Erzschlacken und Sandstein auf Schwarzkupfer in $4^1/_2$ m hohen Sumpföfen mit stark geneigter Hinterwand (S. 155), Gaarmachen im kleinen Herde.

Linz.[1]) Todtrösten eisenspäthiger und quarziger Erze (Kupferglanz und Kupferkies) in doppelherdigen Flammöfen, Schmelzen des Röstgutes mit Eisenfrischschlacken und Kalkstein in 2.2 m hohen Brillenöfen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen in Chargen von 100 kg bei 70 Proc. Ausbringen und bei 209 mm Wasserpressung in $2^1/_2$ Stunden. Linz.

Briglia bei Florenz.[2]) Rösten von Buntkupfererz im Flammofen, Schmelzen im 2.55 m hohen Ofen mit stark geneigter Formwand auf Stein, Rösten desselben im Flammofen, Schmelzen des Röstgutes im Schachtofen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herde mit Flugstaubkammern. Briglia.

Kupferberg.[3]) Schmelzen gerösteter kiesiger und oxydirter Erze mit Flussspath und Schwarzkupferschlacke im 2.35 m hohen Brillenofen mit 1 Form und 2 Düsen darin auf Rohstein, Schmelzen desselben auf Schwarzkupfer und Gaarmachen. Kupferberg.

Insel Luzon (Manila).[4]) Rösten von Enargit in Haufen und Stadeln, Schmelzen im 2.3 m hohen Brillenofen mit Schwarzkupferschlacken, Kalkstein, rohem Kiese und Geschur auf Rohstein, Todtrösten des letzteren, Schmelzen auf Schwarzkupfer mit 90—95 Proc. Cu. Luzon.

Riechelsdorf.[5]) Früher Rösten von Kupferschiefern mit 2—3 und von Sanderzen mit 6—7 Proc. Kupfer in Haufen, Schmelzen mit Flussspath im 5.65 m hohen Brillenofen mit heissem Winde auf Rohstein und dieses nach der Röstung in Stadeln auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herde. Producte nickelhaltig. Aehnlicher Process zu Thalitter. Riechelsdorf.

Nischnetagilsk. Schmelzen oxydischer und geschwefelter Erze in 3.66 m hohen Spuröfen[6]), in Maslaukow'schen Oefen mit halbrundem Querschnitte und 10 Formen, sowie in Skinder-Raschetteöfen[7]) (S. 159) mit ovalem Querschnitte, 10 Formen, einer Rast an 3 Seiten, geringer Zusammenziehung nach oben und Winderhitzungs-Apparat über der Gicht; Erfolg von armen Schlacken bei besserer Kohlenausnutzung (auf 100 Kohlen 414—420 Erz- und 437.5—450.5 Steinbeschickung; in Atvidaberg nur 312, zu Szaska 335 Beschickung, im englischen Flammofen 100 Steinkohle auf 225 Beschickung). Raffiniren des Schwarzkupfers im kleinen und grossen Gaarherde und im Zugflammofen mit Holz. Nischnetagilsk.

C. Tiegelofenbetrieb.

Phönixhütte in Oberungarn.[8]) Verschmelzen im Flammofen gut gerösteter quarziger und eisenspäthiger Gelferze (nicht frei von Fahlerzen) mit Kalkstein und Schwarzkupferschlacke in Tiegelöfen (S. 165) auf Rohstein, 9—10maliges Rösten desselben in Haufen auf Sohlen von Schlackenziegeln und Verschmelzen auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im Spleissofen, Verschmelzen der Gaarschlacken entweder mit Kiesen und Schwarzkupferschlacken auf Speise und Rohlech oder zur Vereinfachung des Processes im Spleissofen mit Dünnstein, quarzigen Erzen, Rostschlacke und Kohlenklein auf Gaarkupfer, wobei Kobaltoxyd, Nickeloxyd und Antimonoxyd hauptsächlich in die Schlacke gehen. Phönixhütte.

Röraas siehe S. 166. Röraas.

II. Arbeiten mit Steinconcentration.

A. Sumpfofenbetrieb.

Szaska im Banat.[9]) Schmelzen geschwefelter und oxydirter Erze mit Schwefelkies, Schwarzkupferschlacken und armen glimmerigen Kupfererzen auf Rohstein, Rösten in freien Haufen, Schmelzen mit Quarz, Rohschlacken und Gekrätz in Szaska.

1) Kerl, Met. 2, 441. 2) Petitgand in Rev. de l'exposit. univers. de 1867, Vol. 3, Nr. 6, S. 260. 3) Kerl, Met. 2, 444. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 341. 5) Kerl, Met. 2, 447. B. u. h. Ztg. 1867, S. 223. 6) Kerl, Met. 2, 450. 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 412. 8) Ebend. 1866, S. 275. 9) Kerl, Met. 2, 433.

niedrigen Oefen auf Doppellech, dieser auf Schwarzkupfer zum Gaarmachen im kleinen Herde, Zubrennen der Eisensauen mit Schwefelkies in Haufen auf Klossloch.

Schmöllnitz.

Schmöllnitz.[1]) Schmelzen roher reicher Kupferkiese (Gelferze) mit gerösteten ärmeren in 6.32 m hohen runden Oefen auf Rohstein, Rösten desselben und Schmelzen mit Quarz auf Reichlech im Erzofen mit etwas veränderten Herddimensionen, Verschmelzen des Reichlechrostes mit Oberlegrost, Cementschliegen und Quarz auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herde. Neuerungen: Raschetteofenbetrieb und Raffiniren im Zugflammofen.

Mühlbach.

Mühlbach[2]) im Salzburg'schen. Rohschmelzen des Eisenspath, Quarz, wenig Arsenkies und geringe Menge Nickel enthaltenden Kupferkieses im 5förmigen Rundschachtofen, Rösten des Rohsteines in Doppelstadeln, Concentrationsschmelzen im 2förmigen Brillenofen, Rösten des Kupfersteines in einem einsöhligen Fortschaufelungsofen, Schwarzkupferschmelzen im Brillenofen, Gaarmachen im kleinen Herde und Raffiniren im Holzgas-Flammofen, Krätzschmelzen auf eine Kupfernickellegirung; Production 2300 metr. Ctr. Raffinad und 50 metr. Ctr. Nickellegirung.

B. Brillenofenbetrieb.

Oberharz.

Oberharz.[3]) Röstung des Stückkieses in Kiesbrennern und der Kiesschliege im Fortschaufelungsofen (S. 178), Rohschmelzen im Brillenofen oder 2förmigen Rundofen auf Rohstein, Rösten desselben im Fortschaufelungsofen, Schmelzen mit Erzschlacke im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Mittelstein, Rösten des letzteren und Schmelzen auf Schwarzkupfer und Spurstein, Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herde (S. 191).

Dillenburg.

Dillenburg.[4]) Früher Verschmelzen von geröstetem Kupferkiese im Brillenofen auf Rohstein, Concentration desselben im Brillenofen auf Schwarzkupfer und Concentrationsstein, Schmelzen des letzteren im gerösteten Zustande auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im kleinen Herde.

Modificationen.

61. Beispiele für gold- und silberhaltige Erze. Die Entsilberung findet entweder mit Erzen oder Steinen oder Schwarzkupfer statt, und zwar entweder unter alleiniger Anwendung des Schachtofenbetriebes oder bei combinirtem Schacht- und Flammofenbetriebe (Mansfeld, Freiberg, Müsen).

I. Entsilberung der Erze.

Ungarn.

Ungarn (Nagybanya).[5]) Entsilberung der Gold-, Silber-, Kupfer- und Bleigeschicke mittelst Bleies durch die Armverbleiung, Reichverbleiung und Kupferauflösung (s. Silber § 89), Rösten und Schwarzmachen des dabei erfolgenden entsilberten Kupfersteines, Verblasen (Spleissen) des Schwarzkupfers im Spleissofen, Gaarmachen des Spleisskupfers im kleinen Herde, Verschmelzen der Verblasenschlacken (Spleissabzüge) mit nicht goldhaltigen rohen Kiesen auf Werkblei und Stein, welcher nach dem Rösten auf Schwarzkupfer durchgestochen wird.

Rothenbacher Hütte.

Rothenbacher Hütte im Siegen'schen. Zweimaliges Rösten des zweiten Kupfersteines (S. 94) in Haufen und Verschmelzen mit quarzigen rohen silberarmen Kupfererzen oder Gaarkrätze (10 Stein, 5 Kupfererze oder 1—1$^1/_2$ Gaarkrätze und 15 Bleischlacken) im Halbhohofen (S. 95) auf wenig Werkblei mit 50 g Ag in 50 kg und concentrirten Kupferstein mit 45 Proc. Cu, 1 Proc. Pb und 7 g Ag, Todtrösten desselben nach der Zerkleinerung im Walzwerke im Flammofen (3000 kg in 24 St. mit 14 Scheffel Kohlen), Schmelzen des Röstgutes mit etwas Thonschiefer oder quarzigen Kupfererzen im Brillenofen, wobei auf 1 Trog Cokes 10 Tröge Beschickung kommen und in 24 St. 900 kg Stein durchgesetzt werden auf etwas Spur- oder Dünnstein mit bis 60 Proc. Cu (zum concentrirten Kupfersteine) und sehr unreines Schwarzkupfer mit 60—64 Proc. Cu und 10—15 g Ag in 50 kg, welches im Spleissofen von 1.57 m Herddurchmesser auf einer Sohle aus 2 Thln. Sand

1) Kerl, Met. 2, 434. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 284. Oest. Ztschr. 1878, Nr. 37. 3) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 636. Preuss. Ztschr. 19, 172. 4) Kerl, Met. 2, 446. 5) Kerl, Met. 2, 451. Schwarz- und Spleisskupfer der Oberungarischen Waldbürgerschaft in Leob. Jahrb. 1878, Bd. 26, S. 207.

und 1 Thle. schwerem Gestübbe mit Holz bei 2250 kg Einsatz gaar gemacht wird; Einschmelzen in 12 St., Schlackenziehen, Anlassen des Gebläses, wiederholtes Ziehen von Schlacken, bis sie roth zu werden anfangen, Nehmen von Schöpfproben und Untersuchen derselben auf Farbe, Zähigkeit und Bruchansehen, Uebergaarmachen, Zusatz von 1.25 kg Blei auf jede 50 kg Kupfer zur Entfernung des Kupferglimmers, Polen mit einer Birkenstange nach dem Aufhören des Bratens und Sprühens und, wenn keine Schlacken mehr entstehen, Abstellen des Gebläses und Auskellen des Kupfers in eiserne Formen, worauf gleich eine zweite Charge von 1900 kg Schwarzkupfer eingesetzt wird, zuletzt eine solche von 1500 kg; Ausbringen vom Kupfergehalte des Schwarzkupfers 95—96, selten 99 Proc. im Gaarkupfer mit 20—25 g Ag in 50 kg. Letzteres wegen minderer Beschaffenheit nur zu Gusswaaren, nicht zur Darstellung von hammergaarem Kupfer geeignet.

II. Entsilberung der Kupfersteine.

Mansfeld.

Mansfeld.[1]) Brennen der Kupferschiefer (S. 138), Schmelzen auf Rohstein in Rundöfen (S. 165), Rösten des Rohsteines in Kilns (S. 175), Concentration desselben im Flammofen auf Concentrationsstein (S. 178), Rösten desselben zur Silberextraction nach Ziervogel's Methode, Verschmelzen der Rückstände davon in einer Tour im Flammofen erst auf Schwarzkupfer, dann auf Raffinadkupfer. — Das Kupferschieferschmelzen zu Neumansfeld[2]) am Harze ist wegen Armuth der Erze wieder aufgegeben.

Freiberg.

Freiberg.[3]) Rösten des Kupfersteines aus der Bleiarbeit erst in Kilns, dann in Stadeln (S. 98), Spuren im Flammofen mit rohem Steine (S. 180), Rösten des Spursteines im Fortschaufelungsofen (S. 81), Concentriren desselben im Flammofen mit Quarz und Schwerspath (S. 181), Todtrösten, Extrahiren des Kupferoxydes mit Schwefelsäure unter Gewinnung von Goldsilberschlamm und Kupfervitriol (§ 126).

Oeblarn.

Oeblarn in Steiermark.[4]) Rösten eines Gemenges von Kupferkies, Fahlerz und Rothgiltigerz in freien Haufen unter Gewinnung von Schwefel, Realgar und Kupfervitriol, Schmelzen mit Thonschiefer und Schlacken im Krummofen auf Rohlech, Entsilberung desselben durch Schmelzen mit bleiischen Producten, Rösten und Durchstechen des erfolgenden Abdörrsteines auf Kupferstein und Hartwerk, Rösten und Schmelzen des ersteren auf Schwarzkupfer, Gaarmachen im grossen Herde.

III. Entsilberung der Schwarzkupfer.

Unterharz.

Unterharz.[5]) Reiche Erze I mit 16—22 Cu und 20—22 S, desgl. II mit 10—16 Cu und 24—26 S und arme oder ordinaire mit 6—8 Cu und 36—40 S, letztere theilweise zur Extraction des chlorirten Kupfers; Rösten der Erze II und der armen in Schachtöfen und Kiesbrennern (S. 143), Rohschmelzen der ungerösteten Erze I und der gerösteten II in 4förmigen Schachtöfen auf Rohstein (S. 162, 168), Rösten des Rohsteines in Haufen oder Oefen (S. 174), Spuren desselben theils im Krummofen (S. 177), theils im Flammofen (S. 181), Concentriren des Spursteines im Flammofen (S. 182) unter Erzeugung von silberreichem Schwarzkupfer zum Granuliren im Zugflammofen (S. 195) und von Concentrationsstein, welcher im Flammofen auf Schwarzkupfer verschmolzen (S. 195) und dieses dann im Flammofen raffinirt wird (§ 70). Granuliren der bleiischen Schwarzkupfer aus der Bleiarbeit (S. 95) im Spleissofen (S. 192) zur Erzielung von Betriebsgranalien und Verschmelzen der Schlacke davon auf Speise und Kupferstein (S. 195); Schmelzen der reinen Gaar- und Raffinirschlacken im Schachtofen auf Schwarzkupfer, welches zur Erzeugung von silberarmen Verkaufsgranalien granulirt wird. Für einen Theil der Erze ist der englische Chlorationsprocess eingeführt worden[6]), wie oben bemerkt.

Oberharz.

Oberharz.[7]) Krätzkupferarbeit mit Steinen aus der Bleiarbeit (S. 63, 178): 3—4malige Röstung der Kupferbleisteine, Schmelzen im Brillen- oder 2förmigen Rundofen auf Schwarzkupfer und Stein, Gaarmachen im Spleissofen und Granuliren

1) Kerl, Met. 2, 516. B. u. h. Ztg. 1863, S. 185; 1864, S. 61, 213; 1866, S. 75; 1867, S. 79; 1868, S. 267, 431; 1869, S. 254, 379, 433, 440; 1870, S. 169, 425, 438, 453, 454; 1871, S. 238, 299, 306. Rev. univers. 1864, livr. 3, p. 424. Oest. Ztschr. 1871, Nr. 10. Berggeist 1868, S. 1, 19, 27, 299, 445. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 241. 3) Preuss. Ztschr. 19, 182. 4) Kerl, Met. 2, 459. 5) Ebend. 460. Oest. Ztschr. 1871, Nr. 10. Preuss. Ztschr. Bd. 25 (Bräuning). 6) B. u. h. Ztg. 1872, S. 98, 156. 7) Kerl, Met. 2, 464. Preuss. Ztschr. 19, 196.

(S. 193), Entsilberung der Granalien mittelst Schwefelsäure unter Gewinnung von Kupfervitriol (§ 127).

Fahlun. Fahlun.[1]) Rösten kiesiger Erze in Stadeln (S. 140), Verschmelzen in 5 förmigen Suluöfen (S. 163) und mit Vortheil im Raschetteofen auf Stein, Rösten und Schmelzen des Rohsteines auf gold- und silberhaltiges Schwarzkupfer (zum Behandeln mit Schwefelsäure) und Kupferstein, welcher geröstet und schwarz gemacht und das Schwarzkupfer im kleinen Herde gegaart wird. Aehnliche Processe ohne Silber- und Goldscheidung zu Garpenberg und Näfvequarn in Schweden.

Schmöllnitz. Schmöllnitz (Oberungarn).[2]) Rösten quecksilberhaltiger Fahlerze in Stadeln unter Quecksilbergewinnung (§ 149), Verschmelzen mit rohen quecksilberfreien Fahlerzen und Schlacken auf Rohspeise und Fahlrohlech, Rösten und Schmelzen desselben auf antimonreiche Speise (Reichspeise) und Reichlech (Niederschlagsarbeit), Schmelzen des gerösteten Reichleches auf Schwarzkupfer, Entsilbern der Schwarzkupfer durch Amalgamation oder Augustinsche Extraction, Verschmelzen der Rückstände davon im Spleissofen mit Lechen auf Schwarzkupfer (S. 157), welches im Spleissofen gegaart wird. Verschmelzen der Abzüge (Schlacken) mit kiesigen Erzen (Gelferzen) auf Abzugsrohlech und Abzugsrohspeise, des ersteren auf Schwarz- und Spleisskupfer. Die Speise vom Erz- und Reichlechschmelzen wird nach Augustin's oder Kiss' Methode entsilbert, die Speise vom Abzugsschmelzen auf Kupfer verblasen.

Stefanshütte. Stefanshütte.[3]) Aehnlicher Process für quecksilberhaltige und quecksilberfreie Fahlerze wie zu Schmöllnitz.

Tajowa u. s. w. Niederungarn[4]) (Tajowa und Altgebirg). Verschmelzen silberhaltiger Kupfererze mit Rohkrätze auf Rohleche, Speise und Rohkrätze; Durchstechen des gerösteten Rohleches mit Oberlech, Krätze und roher Speise auf Schwarzkupfer, Oberlech und Krätze; in ähnlicher Weise Durchstechen bleiischer Leche mit Speise, Oberlech, Krätze und silberhaltigen Kupfererzen auf Schwarzkupfer, Oberlech und Krätze. Silberextraction aus dem mit Kochsalz gerösteten Schwarzkupfer mit Kochsalzlösung, Fällung des Kupfers durch Eisen; Verschmelzen der Extractionsrückstände mit Abzugskupfer, ungerösteten Gelferzen, Grubencementschliegen, Spleissabzügen und Kupferhammerabfällen auf Reductionskupfer, Abzüge, Leche und Abstrich; Gelfabzugsschmelzen mit Abzügen, Lechen, Abstrich, Kupferhammerabfällen, Krätze, silberfreien Kupfererzen, Abzügen und Herd auf Abzugskupfer, Tiegelkrätze, Gelfleche und Ofenkrätze; Spleissen der Abzugs-, Reductions-, Cementkupfer- und Kupferhammerabfälle auf Spleisskupfer, Kornkupfer, Abzüge, Herd, Tiegelkrätze.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

Modificationen. **62. Oxydirte Erze und Producte.** Oxydirte Erze verschmilzt man in niedrigen Oefen bei Erzeugung einer basischen eisenreichen Schlacke, um der Kupferverschlackung entgegen zu wirken, allerdings unter Begünstigung der Eisensauenbildung, entweder gleich auf Schwarzkupfer und macht dieses gaar (Chessy), wohl unter Zusatz von kiesigen Erzen (Perm), — oder man schmilzt oxydische Erze mit geschwefelten zusammen auf Stein, welcher einer Kupferverschlackung wirksam entgegentritt und sich im Spleissofen gleich auf Schwarzkupfer verarbeiten lässt (Sibirien).

Eisenreiche Erze verschmilzt man selten bei die Reduction begünstigender Ofenconstruction auf kupferhaltiges Roheisen (Perm). Ein Schwefelgehalt des

1) Kerl, Met. 2, 428. B. u. h. Ztg. 1867, S. 275, 282, 399; 1868, S. 101, 104. 2) Kerl, Met. 2, 552. Leoben. Jahrb. Bd. 13. 3) Kerl, Met. 2, 559. B. u. h. Ztg. 1865, S. 369, 401; 1866, S. 9, 141. 4) Kerl, Met. 2, 560; 4, 73, 85, 274. Oest. Ztschr. 1871, Nr. 1. B. u. h. Ztg. 1866, S. 97; 1871, S. 190, 287; 1873, S. 411.

Brennmateriales (Cokes) kann zur Steinbildung beitragen (Chessy). Sehr arme Erze, namentlich mit kieseliger Gangart, unterwirft man zweckmässig dem nassen Wege; für den Flammofen, welcher wegen weit grösseren Brennmaterialconsumes theurer arbeitet, als der Schachtofen, eignen sich nur reichere Erze bei hinreichend billigen Steinkohlen. Aermere Kupferschlacken werden bei den verschiedenen Schmelzprocessen zugeschlagen, reichere, z. B. vom Gaarmachen, auf Schwarzkupfer für sich verschmolzen oder verlecht (S. 195).

Chessy.[1]) Schmelzen von eisenschüssigen Kupfercarbonaten, Rothkupfererz u. s. w. in einem 1.7 m hohen Sumpfofen mit Kalk und Schlacken auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben im Spleissofen. **Beispiele. Chessy.**

Perm.[2]) Schmelzen von in eisenschüssigem Lehm vorkommenden oxydischen Kupfererzen in 5 m hohen Sumpföfen mit Rast unter Zuschlag von Dolomit auf kupferhaltiges Roheisen (zum Verblasen im Spleissofen auf Schwarzkupfer oder Umschmelzen im Cupoloofen auf eisenhaltiges Kupfer und Gusseisen zur Giesserei) und Schwarzkupfer, Gaarmachen des letzteren unter Zusatz von quarzigen Kiesen behufs Entfernung des Eisens (S. 187) im Spleissofen, Hammergaarmachen im kleinen Herde. Neuerdings[3]): Erweiterung der Oefen und Erniedrigung derselben auf 3.96 m unter Erhöhung der Production bei Brennstoffersparung und ärmeren Schlacken. **Perm.**

Bogoslowsk' Kupferhütten in Sibirien.[4]) Verschmelzen von kalkigen Kiesen mit quarzigen Malachiten, Diorit, Kalkstein, Rohschlacke und Schwarzkupferschlacken in 4förmigen 4.27 m hohen Schachtöfen (neuerdings in Raschetteöfen S. 159) auf Rohstein, Rösten desselben und Schmelzen im Spleissofen auf Schwarzkupfer unter Polen, Gaaren desselben im Spleissofen. **Sibirien.**

63. Gediegen Kupfer. Dasselbe kommt seltener in Schacht-, als in Flammöfen zur Verarbeitung, aus welchen letzteren dasselbe gleich raffinirt hervorgeht. Localverhältnisse, namentlich Brennmaterialpreise können hier und da für den Schachtofen sprechen. **Schmelzverfahren.**

Grünthal in Sachsen.[5]) Früher Verschmelzen von Corrocorroerzen (Cuprobarilla, Sanderze), gediegen Kupfer mit oxydischen Kupfererzen, mit Schlacken und Flussspath in 1.7 m hohen Sumpföfen auf Schwarzkupfer, Raffiniren desselben im Flammofen. **Beispiel. Grünthal.**

II. Abtheilung.

Flammofenbetrieb. (Englischer Process.)

1. Abschnitt.

Geschwefelte Erze.

64. Allgemeines.[6]) Der Flammofenprocess, welcher unter den S. 131 angegebenen Verhältnissen anwendbar ist, beruht auf denselben chemischen Thatsachen, wie der Schachtofenprocess (S. 132), nämlich der grösseren Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel und der der fremden Metalle zum Sauerstoffe. Das Abweichende zwischen beiden Processen liegt hauptsächlich darin, dass bei den reducirenden Erz- und **Flamm- u. Schachtofenbetrieb.**

---

1) Kerl, Met. 2, 570. 2) Ebend. 2, 571. B. u. h. Ztg. 1863, S. 143 (Erze). Berggeist 1867, S. 359. 3) Berggeist 1863, Nr. 31. 4) Kerl, Met. 2, 567. 5) Ebend. 2, 577. 6) Ebend. 2, 467.

Steinschmelzungen im Flammofen der Schwefel als reducirendes Agens auftritt, im Schachtofen Kohle und Kohlenoxydgas, was den leichteren Fall von Schwarzkupfer in letzterem zur Folge hat (S. 173); ferner dass das Schwarzkupfer gleich in einer Tour roh- und hammergaar gemacht (raffinirt) wird.

Theilweise Ersetzung der Flammöfen.

Während früher beim englischen Processe sämmtliche Operationen in Flammöfen ausgeführt wurden, so hat man dieselben bei einzelnen Arbeiten z. B. auf den Vivian'schen Werken in Swansea wohl durch andere Apparate ersetzt, z. B. bei Erz- und ersten Steinschmelzungen durch mehrförmige Pilz'sche Schachtöfen (z. B. von 6 m Höhe und 3 m Weite im Bauche bei 4 Formen) behufs Erzielung eines grösseren Durchsetzquantums und ärmerer Schlacken bei Brennstoffersparung; beim Rösten durch Apparate, welche für die Schwefelsäurebereitung geeignete, von anderen Gasen hinreichend freie schweflige Säure liefern (Kilns, Oefen von Gerstenhöfer und Spence). Wie bemerkt (S. 131), hat man dem deutschen Schachtofenprocesse dem englischen Processe entlehnte Operationen, namentlich Steinconcentrationen und Raffiniren, eingefügt (Mansfeld, Freiberg, Oker u. s. w.)

Operationen.

Die beim englischen Processe vorkommenden Operationen bestehen zu denselben Zwecken, wie beim deutschen Processe (S. 132), in **Röstungen von Erzen und Lechen, reducirenden und solvirenden Schmelzungen auf Leche und Schwarzkupfer, Raffiniren** des letzteren durch erst oxydirendes, dann reducirendes Schmelzen. Die hierbei vorkommenden, hauptsächlich in den mehr oder weniger oft wiederholten Steinconcentrationen bestehenden Abweichungen sind, ähnlich wie beim Schachtofenbetriebe (S. 134), in der verschiedenen Reinheit der Erze, besonders ihrem Antimon-, Arsen- und Zinkgehalte begründet, hängen aber auch von den Bestellungen oder dem zu erwartenden Absatze ab.

Abkürzung des Processes.

Alle Vorschläge zur Abkürzung des gewöhnlichen Verfahrens — z. B. derjenige von Gurlt[1]), die Erze in Parkes' Doppelofen (S. 150) mit Kochsalz zu rösten, das Röstgut auf Rohstein, diesen durch Röstschmelzen mit heissem Winde nöthigenfalls unter Zuschlag chlorhaltiger Substanzen auf Schwarzkupfer zu verschmelzen und dieses zu raffiniren — haben wenig Eingang gefunden, weil man fürchtet, durch derartige Veränderungen die sicherste Basis der Handelsoperationen, nämlich das Verhältniss zwischen Qualität des producirten Kupfers und der Beschaffenheit der anzukaufenden Erze zu verlieren. Als versuchte oder bereits eingeführte Neuerungen, z. B. auf den Vivian'schen Werken, sind zu bezeichnen: die Anwendung von Schachtröstöfen und Pilzschen Schmelzöfen (S. 206), möglichst vollständige Ausnutzung des Brennstoffes durch Verwerthung von Kohlenklein und Cindern u. A. Ueber die Gründe des Sinkens der Kupferpreise in der Neuzeit hat sich Leuschner[2]) geäussert.

Zweck.

65. Rösten der Erze. Dasselbe bezweckt die theilweise Umwandlung der fremden Schwefelmetalle in Oxyde, wobei aber eine Sulfatbildung und partielle Oxydation des Schwefelkupfers nicht zu vermeiden ist. Damit dieses oxydirte Kupfer demnächst beim Rohschmelzen nicht verschlackt wird, muss soviel Schwefel im Röstgute zurückbleiben, dass derselbe das Kupfer vollständig in einen Stein überführen kann.

Häufig lässt man so viel Schwefel im Röstgute, dass sich Cu_2S bilden kann und Fe_2S in solcher Menge vorhanden ist, dass dessen Gehalt an Eisen dem an Kupfer im Gewichte etwa gleich kommt. Gebildete antimonsaure und arsensaure Salze werden theils durch eine reducirende Flamme, theils beim nachfolgenden Schmelzen durch Kieselsäure zerlegt. Man beurtheilt den Verlauf des Röstprocesses

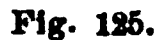
---

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 265, 304. 2) Ebend. 1871, S. 237.

nach der Temperatur im Ofen, der grösseren oder geringeren Neigung zum Sintern beim Krählen, der Beschaffenheit der aus dem Feuerungsraume austretenden Flamme, der Zeitdauer der Röstung, nach Schwefel- oder Laugproben[1]) u. A. Der Stein muss, damit nicht zu reiche Schlacken fallen, nur 30—35 Proc. Kupfer enthalten (S. 155, 168).

Apparate. Man bediente sich früher zum Rösten der Erze sowohl in Schlieg- als in Pulverform nur der Flammöfen und liess die flüchtigen Röstproducte (Feuergase, schweflige Säure, arsenige Säure) durch hohe Schornsteine in die Luft entweichen, bei welchem Verfahren nicht nur die schweflige Säure unbenutzt verloren ging, sondern diese auch auf die benachbarte Vegetation einen schädlichen Einfluss ausübte. Es sind diese Uebelstände neuerdings durch Anwendung geeigneter Röstapparate für Stückerze (Kilns, Spence's Muffelofen) und Schliege (Gerstenhöfer's Ofen u. s. w.), welche die Nutzung der schwefligen Säure zur Schwefelsäurebereitung gestatten, beseitigt.

Flammöfen. 1) Flammöfen. Statt der älteren kleineren Flammöfen, welche bald mit directer, bald mit Gasfeuerung (Fig. 63, S. 80) versehen, bei 6.4 m Länge und 3.66 m Breite des Herdes 3047—4063 kg Erz fassen, hat man neuerdings grössere Oefen (Fig. 125, 126) für 7110 kg und mehr Ladung construirt.


Fig. 125.

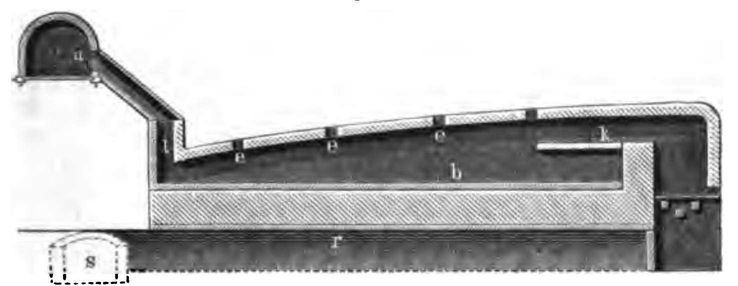
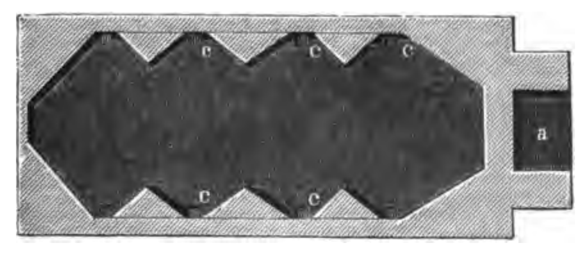


Fig. 126.



a Rost, 1.52 m unter dem Gewölbe, 0.99 m unter der Feuerbrücke, wohl als Klinkerrost für magere Steinkohlen oder Anthracitklein vorgerichtet. *b* Herd, 9.14 m und mehr lang und 3.73 m breit, am Fuchse 0.3 m und an der Feuerbrücke 1.22 m unter dem Gewölbe. *c* Entladungsöffnungen, zum Gewölbe *r* führend, aus welchem die schweflige Säure durch *s* abzieht. *e* Chargiröffnungen mit Fallthüren darüber. *k* bogenförmige durchlöcherte Zunge zur Milderung der Temperatur hinter der Feuerbrücke. *l* Fuchs, 0.3 m weit. *u* Canal, zur Esse führend, 1.22 m weit und 0.99 m hoch. Rösten unter öfterem Umkrücken bei allmählich steigender Temperatur in den

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 286.

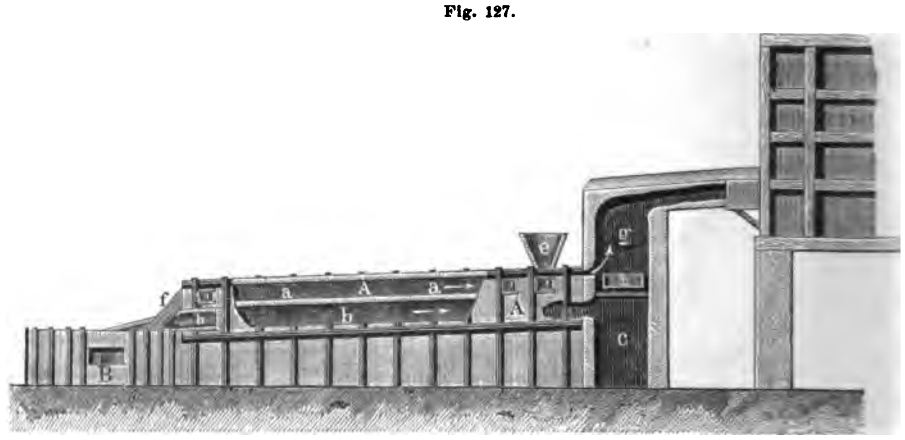
kleinen Oefen 12, in den grossen bis 24 Stunden lang. Rösten von 3045—3552 kg Erz in 12—24 St. in kleineren und 7110 kg in grösseren Oefen. — Der Fortschaufelungsofen der Boston- und Coloradohüttenwerke in Colorado hat drei je 118 mm terrassenförmig über einander liegende Herde von 3.452 m Weite und 3.138 m Länge, ausserdem sind dieselben auch noch in der Längsaxe getrennt. Rost von 1.569 m Länge und 0.837 m Weite, Verhältniss der Rost- zur Herdfläche 1 : 19. Luftcanal in der Feuerbrücke, durch 4 Oeffnungen mit dem Herde in Verbindung; Höhe des Gewölbes an der Feuerbrücke über der Ofensohle 0.732 m, am Fuchse 0.471 m.

Parkes' Doppelofen. Eine vollständigere Röstung hat man unter Ersparung von Brennmaterial und Arbeitslöhnen, sowie bei grösserer Production in Parkes' Doppelofen mit rotirenden Krählen (Fig. 101, S. 150) auf einigen Werken erreicht.

Schachtöfen. 2) Schachtöfen, und zwar für Stücke Kilns (S. 141), für Schliege Gerstenhöfer'sche (S. 148) und Hasenclever'sche Oefen (S. 145), für Graupen Plattenöfen (S. 143).

Gefässöfen. 3) Gefässöfen, z. B. in Gestalt des Spence'schen Ofens [1]) (Fig. 127).

Fig. 127.



A Röstofen mit 12.19 m langem und 1.83—2.74 m breitem Herde *a*, von unten geheizt, indem die Feuergase von dem Schmelzherde *B* durch den Canal *b* in den nach abwärts gehenden Fuchs *c* ziehen. *e* Trichter zum Einlassen der Charge (254 bis 406 kg), welche alle 2 Stunden weiter nach unten fortgeschaufelt wird, bis sie durch den Canal *f* in den Schmelzofen *B* gelangt. Die schweflige Säure tritt aus *A* in den Raum *g*, mischt sich hier mit in dem Salpeterkasten *h* entwickelten Salpetergasen und gelangt in die Bleikammer *i*. Nach 12 Stunden zieht man die erste Post aus, dann alle zwei Stunden eine folgende und setzt in 24 Stunden 6000 kg Erz durch. Der Ofen gestattet die Anwendung von Erzen in Stückform.

Röstmodificationen. Zur Beförderung der Röstung oder zur Entfernung schädlicher Stoffe (Antimon, Arsen) sind vielfache Vorschläge [2]) gemacht worden.

Rösten mit Chlorverbindungen (Chlornatrium, Chlorcalcium, Chlorbarium, Salzsäure und Kohlengestübbe) zur Entfernung von Arsen und Antimon als Chloride; alkalische Salze zur Bindung des Schwefels; Zuleiten von Sauerstoff oder heisser Luft oder von Wasserdampf u. A.

Zweck. **66. Verschmelzen der Erze auf Roh- oder Bronzestein** (regulus, coarse metal). Dasselbe bezweckt die Abscheidung der erdigen Be-

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 26; 1866, S. 304. 2) Kerl, Met. 2, 475.

standtheile und des grössten Theiles der fremden Oxyde im Röstgute in einer Schlacke, dagegen die Concentration sowohl des noch geschwefelten, als auch des oxydirten und sulfatisirten Kupfers in einem Steine.

Theorie. Wird das Röstgut (unzersetzte oder niedrige Sulfurete, Oxyde, Sulfate und Erden) mit Solvirungsmitteln (gewöhnlich Quarz oder Schlacken) einer allmählich erhöhten Temperatur ausgesetzt, so zerlegt sich Eisenoxyd mit Schwefeleisen zu schwefliger Säure und durch Kieselsäure verschlackbarem Eisenoxydul ($FeS + 3 Fe_2O_3 = 7 FeO + SO_2$), während sich Kupferoxyd, auch wohl durch Schwefel zu Oxydul reducirt, mit Schwefeleisen und Kieselsäure zu Schwefelkupfer und Eisenoxydulsilicat umsetzt (S. 135), so dass als Hauptproducte Rohstein und Schlacke entstehen. Sulfate werden theils durch Schwefelmetalle zersetzt ($Cu_2S + CuSO_4 = 3 Cu + 2SO_2$; $Cu_2S + 2 CuSO_4 = 2 Cu_2O + 3 SO_2$; $Cu_2S + 4 CuSO_4 = 6 CuO + 5 SO_2$), theils durch Kieselsäure unter Abscheidung der Schwefelsäure in Silicate umgewandelt; Kupferoxydulsilicat setzt sich dann mit Schwefeleisen in obiger Weise zu Schwefelkupfer und Eisensilicat um. Ausgeschiedenes metallisches Kupfer wird bei hinreichendem Schwefelgehalte vom Steine wieder aufgenommen. Antimon- und arsensaure Salze gehen theils, durch Schwefelmetalle reducirt, in den Stein, theils werden sie durch Kieselsäure zerlegt. Zinkblende veranlasst die Entstehung von strengflüssigem Steine und solcher Schlacke, Bleiglanz kann zur Reinigung des Kupfers von Antimon und Arsen beitragen. Bei einem Flussspathgehalte der Erze können unter dem Einflusse schwefelsaurer Dämpfe Fluormetalle (von Kupfer, Arsen), Fluorsilicium und Flusssäure entstehen. Der früher als nothwendig erachtete Flussspathzuschlag kommt auf den englischen Hütten immer mehr ausser Anwendung. Bei zu starker Erzröstung würde schon sehr unreines Schwarzkupfer erfolgen, und es bedarf dann eines Zuschlages von rohen Erzen; eine zu schwache Röstung erzeugt einen zu kupferarmen Stein und kann durch Zuschlag oxydischer Erze verbessert werden. Die Schlacken enthalten, weil sie abgezogen werden, stets Stein mechanisch beigemengt und sind deshalb meist reicher als die Schachtofenschlacken; weniger enthalten sie auf Grund der obigen Reaction (S. 209) verschlacktes Kupfer. Man zieht im Allgemeinen höher silicirte Schlacken (meist Gemenge von Singulo- und Bisilicaten) basischeren dünnflüssigen vor, weil dieselben sich beim Abziehen leichter mit dem Steine vermengen, zu rasch erstarren und namentlich bei einem Blendegehalte leicht Ansätze auf dem Herde hinterlassen. Durch Zuschläge von Flussspath oder basischen kupferreicheren Schlacken von den Steinconcentrationen oder dem Schwarzkupferschmelzen sucht man zu grosser Strengflüssigkeit durch quarzige oder thonige Bestandtheile entgegenzuwirken, wendet aber bei sehr quarzreichen Geschicken, um die Schlackenmenge nicht übermässig zu vermehren, kein Uebermaass von Flussmitteln zur Verschlackung des Quarzes an, sondern lässt denselben in mehr oder weniger grossen Partien in der Schlacke ausgeschieden, welche dadurch ein porphyrartiges Ansehen erhalten kann. Ein Schwefelgehalt in den Schlacken kann in ähnlicher Weise vorhanden sein, wie bei Bleischlacken (S. 68).

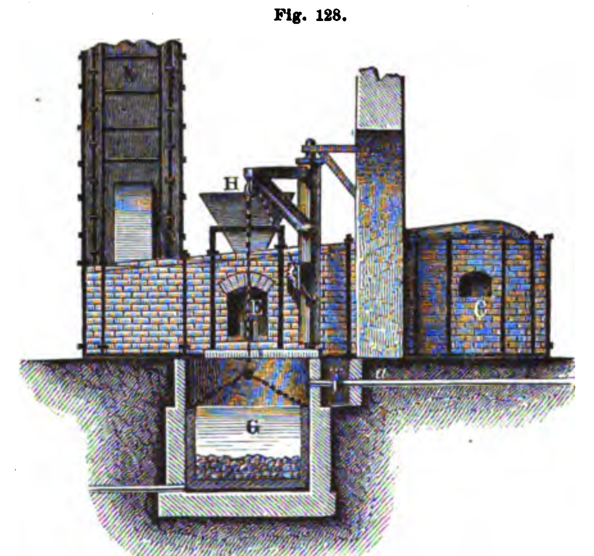
Schmelzöfen. Die Schmelzöfen haben zum Unterschiede von den Röstöfen (S. 207) einen ovalen, kleineren Herd und grösseren Feuerungsraum behufs Hervorbringung höherer Temperaturen. Während ältere Oefen (Fig. 128, 129) eine durchgehende Verankerung besitzen, haben neuere nur eine weniger kostspielige dauerhafte seitliche Verankerung.[1])

Beispiele. Waleser Ofen (Fig. 128, 129). *A* aufgebrannter muldenförmiger Sandherd von 4.11 m Länge, 2.74 m grösster Breite und 1.68 m Breite an der 0.69 m breiten hohlen Feuerbrücke, mit Neigung nach dem Stiche *R*. *C* Schürloch, 516 mm im Q. *D* Arbeitsthür. *E* Stichcanal. *F* Sandmulden zur Aufnahme der Schlacke. *G* Granulirbehälter von 0.2 m Durchmesser mit Wasserzuführungsröhre *a*. *W* Winde zum Emporheben des mit Granalien gefüllten Siebkastens. *K* Esse. *H* Aufgebetrichter. Erfahrungsmässig giebt man den Oefen im Allgemeinen am besten nachstehende Dimensionen: Herdfläche 14.30 qm, Rostfläche 1.58—1.76 qm. Die Roste liegen verhältnissmässig hoch und nehmen nur eine dünne Brennstoffschicht auf, wodurch eine kräftige Einwirkung der Flamme auf den Herd stattfindet.

1) Kerl, Met. 2, 478.

Ofen auf den Boston- und Coloradowerken: Herd 4.903 m lang und 3.058 m breit, Feuerraum an der schmalen Vorderseite 0.785 m, an der Feuerbrücke 1.569 m breit, Länge 1.569 m, Höhe vom Roste bis zum Gewölbe 1.412 m, Verhältniss von Rostfläche zur Herdfläche 1 : 5.7. Feuerbrücke 0.732 m breit. Arbeitsöffnung dem Roste gegenüber; Esse 16 m hoch.

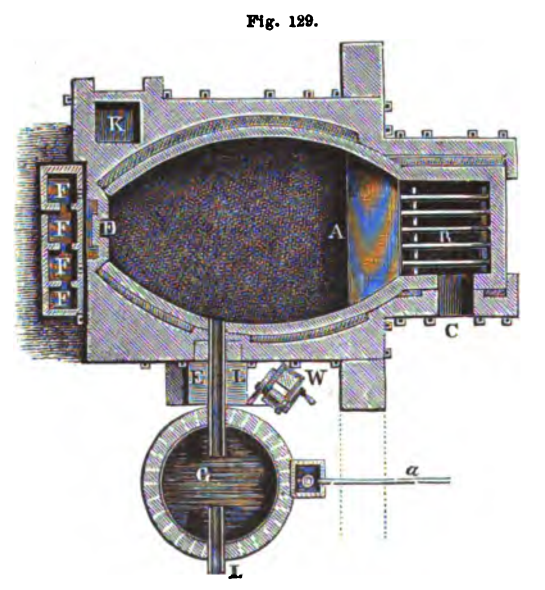
Fig. 128.



Arbeitsverfahren.

Die beim Schmelzen vorkommenden Operationen sind der Hauptsache nach folgende: Aufbrennen des Quarzherdes aus Sandlagen, mit Steinschlacke überstreut, von 305—516 mm Dicke, Chargiren von höchstens 1320 kg Erzen und Flussmittel (unreine Erzschlacke, Stein- oder Schwarzkupferschlacke, Flussspath) durch den Aufgebetrichter, Ausbreiten der Masse (gröbere Stücke werden wohl jetzt erst durch die Arbeitsthür eingebracht), dichtes Schliessen der Thüren, starkes Feuern unter öfterer Untersuchung des Herdes auf Ansätze bis zu eingetretenem Flusse, wobei die Masse unter Entwickelung von schwefeliger Säure unruhig wird und sich aufblähet, Durchrühren der Masse, sobald sie nicht mehr aufschäumt (nach $3^1/_2$—4 St.), durch das Arbeitsthor hindurch zum Absondern der Steintheilchen aus der Schlacke und zur Zertheilung zusammengesinterter Quarztheilchen, Schliessen der Arbeitsthür, Steigerung der Temperatur aufs Höchste während etwa $^1/_2$ St., Abziehen der Schlacke in die Sandmulden mittelst eiserner Krücke, Hinzuthun einer neuen Charge, Wiederholung derselben Operationen und Abstechen des Steines von zwei Chargen entweder in den Granulirsumpf oder in Sandformen. Man

Fig. 129.



verschmilzt z. B. Posten von 1115 kg mit 102—305 kg Schlacken innerhalb 4—5 Stunden.

Der Zerkleinerung des Steines behufs der besseren Röstung durch Granuliren zieht man häufig vor: ein Abstechen desselben in Formen, Zerbrechen der Blöcke mit der Brechmaschine, Walzen und Sieben durch ein Sieb mit 4 Löchern pro cm, weil sich der Stein beim Granuliren mit einer die Röstung beeinträchtigenden Haut überzieht. Es soll ein besseres Kupfer erfolgen, wenn man den Stein in eiserne Formen absticht, nochmals umschmilzt und dann granulirt, als wenn derselbe gleich granulirt wird. Mit dem Kupfergehalte nimmt die Gröbe der Granalien zu. Steinzerkleinerung.

Es sind, wie es scheint, ohne Erfolg verschiedene Vorschläge[1]) gemacht zur Beseitigung von Antimon, Arsen und Zinn (Zuschlag von Glaubersalz und Kohle behufs Bildung von Schwefelsalzen, von Kochsalz, Kalk und Kohle, von Bleiglanz und Eisen, von Braunstein, Salpeter u. s. w.). Modificationen.

Als Schmelzproducte erfolgen: Producte.

1. Bronze- oder Rohstein (regulus, coarse metal) mit nicht viel über 30 Proc., höchstens 35 Proc. Cu, spröde, im Bruche körnig, gewöhnlich blasig und bronzefarbig, im Wesentlichen Cu_2S, n FeS, nach Napier mit 21.5—39.5 Cu, 33.2—36.4 Fe und 45.5—25.0 S. Rohstein.

Analysen:

	a.	b.
Kupfer	33.7	27.2
Eisen	33.6	39.4
Nickel, Kobalt	1.0	0.6
Zinn	0.7	—
Arsen	0.3	—
Schwefel	29.2	32.8
Schlacke	1.1	—

a. Englischer St. Cu_2S, 2 FeS. b. Von Kaafjord in Lappland, Cu_2S, 3 FeS.

2. Rohschlacke (ore-furnace-slag), spröde, compact, dunkel, wohl mit eingekneteten Quarzfragmenten und dadurch von porphyrartigem Habitus; meist zwischen Singulo- und Bisilicat liegend. Rohschlacke.

Reine Schlacken mit nicht über $^1/_2$ Proc. Kupfer gehen auf die Halde, unreinere zu den verschiedenen Schmelzarbeiten.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	30.0	52.00	47.54	45.41
Eisenoxydul	28.5	17.64	28.98	36.65
Thonerde	2.9	8.90	3.90	1.48
Kalkerde	2.0	16.22	15.59	15.88
Magnesia	0.6	5.45	3.26	0.67
Nickeloxyd, Kobaltoxyd	1.4	—	—	—
Kupferoxydul	0.5	0.40	0.73	—
Quarz	30.5	—	—	—

a. Waleser Rohschlacke, b. von Kaafjord, c. von Dillenburg, d. von Bendorfer Hütte.

67. Rösten des Rohsteines. Dasselbe geschieht entweder im Erzröstofen oder in kleineren Oefen für 3555—4570 kg Charge unter Verfahren.

1) Kerl, Met. 2, 482.

sorgfältigem Krählen (alle 2 St.) während 24—36 St. bei zuletzt verstärktem Feuer oder behufs Gewinnung von schwefliger Säure für die Schwefelsäurebereitung im Gerstenhöfer'schen Ofen (S. 148), in welchem von gewalztem und gesiebtem Steine in 24 St. 5000 kg und mehr durchgesetzt werden. Der Grad der Röstung hängt von der Reinheit des Steines und der verlangten Kupfersorte ab. Durch Laugproben kann man auf einen Kupfervitriolgehalt prüfen.

Modificationen.

68. Steinconcentrationen (S. 178). Die Anzahl derselben, sowie die Modificationen dabei sind abhängig von der Reinheit des Rohsteines, sowie von den Bestellungen gewisser Kupfersorten oder dem zu erwartenden Absatze. Die Vorgänge dabei beruhen auf wiederholten Röstungen und reducirenden Schmelzungen (S. 206), wobei der Schwefel als Reductionsmittel dient, was, im Gegensatze von Kohle und Kohlenoxydgas im Schachtofen, der Bildung von Schwarzkupfer und Eisensauen entgegenwirkt (S. 173). Dadurch, dass man bei den einzelnen Steinschmelzungen namentlich oxydische Kupfererze von verschiedener Reinheit und ungleichem Metallgehalte, sowie kupferreichere Schlacken zuschlägt, erfolgen rascher oder langsamer, je nach der Reinheit der Rohsteine Schwarzkupfer und daraus Kupfersorten von wechselnder, aber absichtlich erstrebter Beschaffenheit. Je später der Stein fällt, um so reiner ist unter sonst gleichen Umständen das Kupfer daraus und namentlich erfolgen sehr reine Leche, wenn man durch einen Ueberschuss von oxydischen Erzen oder Schlacken auf eine gleichzeitige Bildung von etwas Schwarzkupfer (Kupferböden, bottoms) hinwirkt, welches den grössten Theil der Unreinigkeiten (Arsen, Antimon, Zinn u. s. w.) aufnimmt.

Producte.

Unter diesen Verhältnissen können aus dem Rohsteine nachstehende Producte dargestellt werden:

Blaumetall.

1. Blauer Stein oder Blaumetall (blue metal), ein kupferärmerer und eisenreicherer Stein mit etwa 55 Proc. Kupfer.

Derselbe erfolgt bei schwächerer Röstung des Rohsteines und ohne Zuschlag oxydischer Erze oder bei nur wenig davon, wenn der Rohstein unrein war, bei einem reinen Rohsteine durch wiederholte Steinconcentrationen — Verschmelzen des gerösteten blauen Steines mit oxydischen Producten oder Röstschmelzen desselben auf weissen Extrastein mit oder ohne Ausscheidung von Schwarzkupfer oder bottoms und wohl nochmalige Concentration desselben auf Metall-, Concentrationsstein oder Feinmetall —, wenn best selected copper erzeugt werden soll. Die Blaumetallschlacken, welche ihren Kieselsäuregehalt hauptsächlich dem Ziegelgemäuer und Ofenherde entnommen haben, kommen zum Erz- und Steinschmelzen.

Weissmetall.

2. Weisser Stein oder Weissmetall (white metal), eisenarmer Stein mit bis 75 Proc., meist 65—70 Proc. Kupfer und 21—22 Proc. Schwefel, fast reines Cu_2S.

Dieser wird erzeugt aus reineren Erzen bei schärferer Röstung des Rohsteines oder bei Zuschlag mehr oder weniger grosser Mengen oxydischer Substanzen (Erze, Schwarzkupfer- und Raffinirschlacken), auch kupferreicherer geschwefelter Erze (Kupferglanz, Buntkupfererz), wenn man nur gewöhnliche Kupfersorten darstellen will. Neben dem dichten, spröden, im Bruche unebenen, schwach metallisch glänzenden Weissmetalle von grauweisser Farbe kann zur Reinigung desselben schon auf den Fall von bottoms durch reichlicheren Zuschlag oxydischer Erze Rücksicht genommen werden (Darstellung von tough cake copper). Das in flache Blöcke gegossene Weissmetall wird einem Röstschmelzen (roasting) unterworfen, d. h. im Flamm-

ofen bei schwacher Hitze unter Luftzutritt in halbgeschmolzenen Zustand versetzt, dann die Hitze bis zur vollständigen Schmelzung verstärkt, wobei Oxydisches und Geschwefeltes unter Entweichen von schwefliger Säure so auf einander einwirken, dass je nach dem Verhältnisse beider ein sehr kupferreicher Stein mit viel ausgeschiedenem Kupfer in den Blasenräumen (Blasenstein, pimpled-metal, so genannt von den blasenartigen Auswüchsen auf der Oberfläche) oder blasiges schwefelreiches Schwarzkupfer (Blasenkupfer, blistered copper) oder Blasenkupfer und Stein, auch wohl Purpurmetall oder Dünnstein (best regule, spongy metal) genannt, neben einander erfolgen, welches zum grössten Theile direct und zum geringen Theile mit Blasenkupfer auf Schwarzkupfer (coarse copper) geroastet wird. Die Weissmetallschlacke mit 1.5—2 Proc. Kupfer kommt zum Erz- oder Steinschmelzen.

3. Blasenstein (pimpled metal), ein sehr kupferreicher blasiger Stein mit viel ausgeschiedenem metallischen Kupfer [1] (S. 213) in den Blasenräumen. **Blasenstein.**

Man erzielt denselben durch bedeutenden Zuschlag oxydirter Substanzen zum stark gerösteten, sehr reinen Rohstein, wenn man rasch auf Schwarzkupfer hinarbeiten darf, welches entweder direct durch Roasten des Pimpledmetalles entsteht oder nachdem dieses zuvor noch auf ein zweites Pimpledmetall concentrirt ist. Ein noch über den Zustand des Pimpleds hinsichtlich der Grösse der Kupferausscheidung hinausgehendes Product nennt man close regule.

4. Kupferböden (bottoms), ein unreines, namentlich Antimon, Arsen, Zinn u. s. w. enthaltendes Schwarzkupfer. **Kupferböden.**

Lässt man neben den Steinen sich schon etwas Schwarzkupfer (bottoms) bilden, so nimmt dieses einen grossen Theil der Unreinigkeiten (Antimon, Arsen, Nickel, Kobalt u. s. w.) auf und der Stein wird reiner. Man befördert diese Bodenbildung wohl beim Verschmelzen von Schlacken mit Kiesen unter Zusatz von Kohle, welche zur Ueberführung des Kupferoxyduls der Schlacken in Metall beiträgt. Dieses scheidet aus den Schwefelungen von Zinn, Antimon, Arsen u. s. w. diese Elemente grossentheils aus, welche dann mit einem anderen Theile Kupfer sich vereinigen; besonders bei zinnhaltigen Erzen ist eine solche Bodenbildung erforderlich, da das Zinn wenig Neigung hat, in den Stein zu gehen. Beim Verschmelzen der schwach gerösteten zinnhaltigen Erze oder Steine mit kupferreichen Schlacken entsteht neben concentrirtem zinnfreien Steine Schwarzkupfer (bottoms) und zwischen beiden eine zur Darstellung von Bronzenägeln geeignete Legirung von Kupfer und Zinn (Hartmetall). Ein Silbergehalt dieser Producte lässt sich auf nassem Wege ausziehen. [2])

Analysen von Producten der Steinconcentration. **Analysen.**

Bottoms.

Kupfer	86.5	74.0
Eisen, Nickel	3.2	2.5
Zinn	0.7	13.8
Arsen	1.8	—
Schwefel	6.9	3.9
Blei	—	0.8
Antimon	—	4.5

Blasenkupfer.

Kupfer	96.80
Eisen	0.09
Nickel	1.61
Schwefel	1.36
Schlacke	0.14

Hartmetall.

Kupfer	66.2
Zinn	28.4
Eisen, Nickel, Kobalt	2.7
Arsen	2.0
Schwefel	Spr.

Haarkupfer aus Blaumetall.

Kupfer	98.2
Eisen	0.4
Nickel	0.6
Rückstand	0.2

1) Kerl, Met. 1, 708. 2) B. u. h. Ztg. 1853, S. 614.

Steine.

	a.	b.	c.	d.	e.
Kupfer	56.7	77.5	81.1	77.6	81.1
Eisen	16.3	2.2	0.2	0.7	0.2
Nickel	1.6	Spr.	Spr.	Spr.	—
Kobalt	—	Spr.	Spr.	Spr.	—
Zinn	1.2	—	Spr.	0.1 (Zinn + Arsen)	—
Arsen	—	Spr.	Spr.		
Schwefel	23.0	20.1	18.5	21.0	18.5
Rückstand	0.5	—	—	0.3	—

a. Waleser Blaumetall, $4\,FeS + 5\,Cu_2S$. b. Weissmetall von a. c. Feinmetall von b. d. Weissmetall vom Verschmelzen des gerösteten Rohsteines mit reichen Erzen. e. Feinmetall.

Schlacken.

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	36.0	33.8	31.0	24.9
Eisenoxydul	54.4	56.0	56.0	57.0
Kupferoxydul	0.7	0.9	—	9.0
Andere Oxyde	2.5	2.1	0.3	0.4
Thonerde	0.8	1.5	6.9	3.8
Kalkerde	1.2	1.4	3.5	2.8
Magnesia	0.2	0.3	0.6	0.4
Kupfer	4.2 (Kupfer, Eisen, Schwefel)	2.9	1.67 (Kupfer, Eisen, Schwefel)	—
Eisen		0.3		
Schwefel		0.8		

a. Waleser Blaumetallschlacke. b. Waleser Weissmetallschlacke. c. Weissmetallschlacke von Kaafjord. d. Purpurmetallschlacke ebend.

Theorie. **69. Darstellung von Schwarzkupfer (coarse copper) aus den Concentrationssteinen durch Röstschmelzen (roasting).** Dieselbe beruht auf der Zerlegung von oxydirtem durch geschwefeltes Kupfer ($Cu_2S + 2CuO = 4Cu + SO_2$) und geschieht im Erzschmelzofen mit Luftzuführungscanälen an beiden Seiten der Feuerbrücke.

Arbeitsverfahren. Das Arbeitsverfahren ist nachstehendes: Eintragen der Steine (3555 kg) ohne Zuschläge durch eine Seitenthür, sehr langsames tropfenweises Einschmelzen bei Zuführung von Luft (auch heisse ist vorgeschlagen)[1]), wiederholtes Abziehen der aus fremden Metalloxyden und Ofengemäuer gebildeten Schlacke, Erniedrigung der Temperatur bei Luftzutritt, um einen Ueberschuss von Kupferoxydul als erstarrende Kruste zu erzeugen (Setzen), dann stärkeres Erhitzen, wobei das Kupferoxydul auf Schwefelkupfer unter Entwickelung von schwefliger Säure und Entstehung eines blasigen Schwarzkupfers (blistered copper) einwirkt, öftere Wiederholung des Abkühlens und Wiederaufschmelzens, bis das Entweichen von schwefliger Säure nachlässt, Schliessen der Luftzuführungscanäle, starkes Feuern, Schlackenziehen und Abstechen des Kupfers in Sandformen. Blau- und Weissmetall gehen hierbei erst in Pimpled (S. 213), dann in Schwarzkupfer über, so dass die allmählich entstehenden Producte 89—95 Cu, 2.4—0.3 Fe und 2.5—0.4 Schwefel enthalten. Die mehr oder weniger geschmolzene blasige bräunliche oder schwarze, Kupferkörner einschliessende Schwarzkupferschlacke enthält bis 45 Proc. Kupferoxydul und wird bei Steinconcentrationen zugesetzt.

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 340. Berggeist 1857, S. 632.

Analysen.

Schwarzkupfer.

	a.	b.
Kupfer . . .	—	99.2—99.4
Eisen	0.7—0.8	0.1— 0.2
Nickel . . . } Kobalt . . . }	0.3—0.9	0.2— 0.3
Zink	—	0— 0.02
Zinn	0—0.7	—
Arsen	0.4—1.8	—
Schwefel . . .	0.1—6.9	0.1— 0.12

a. Waleser Schw. b. Von Kaafjord.

Schwarzkupferschlacken.

	a.	b.	c.
Kieselsäure	47.5	22.0	36.0
Eisenoxydul . . .	28.0	55.4	7.0
Thonerde	3.0	5.2	6.0
Kupferoxydul . . .	16.9	12.8	43.2
Kalk	—	16.2	2.7
Magnesia	—	1.1	0.8
Nickel- u. Kobaltoxyd	0.9	1.6	4.9
Zinnoxydul	0.3	—	—
Zinkoxyd	2.0	—	—

a. Waleser Schl. b. und c. Schl. von Kaafjord.

70. Raffination des Schwarzkupfers.[1] Dieselbe besteht in einem Anfangs oxydirenden, dann reducirenden Schmelzen, durch welch ersteres das Schwarzkupfer in den Zustand des rohgaaren, kupferoxydulhaltigen Kupfers des kleinen Gaarherdes oder Spleissofens (S. 189), durch letzteres dann in den hammergaaren Zustand versetzt wird (S. 196), wobei im Allgemeinen die beim Rohgaar- und Hammergaarmachen im kleinen und grossen Herde (S. 186) eintretenden chemischen Vorgänge stattfinden. Zweck.

Fig. 130.

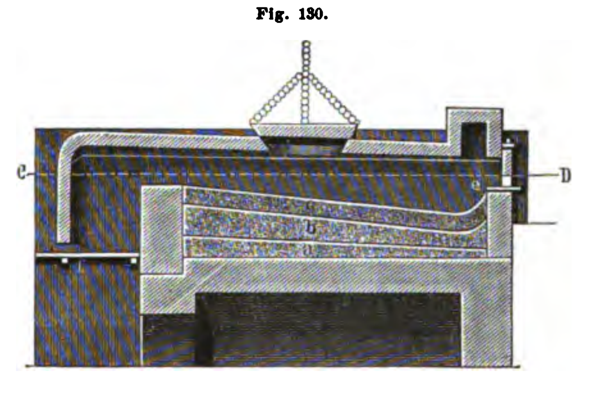
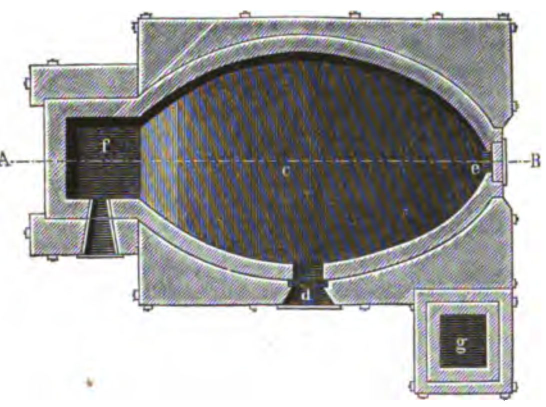


Fig. 131.



Der Flammofen (Fig. 130, 131) ist meist kleiner als der Erz- u. Steinschmelzofen, hat keine Füllöffnung im Gewölbe (dafür aber zuweilen eine während des Betriebes geschlossene Oeffnung zum Eintragen der Herdmasse und nach beendigter Campagne zum Kühlen), indem das Chargiren und das Arbeiten im Herde, namentlich das Ausschöpfen des Kupfers durch eine Arbeitsthür *c* unter dem Fuchse stattfindet. Letztere Raffinirofen.

1) Kerl, Met. 2, 491. B. u. h. Ztg. 1863, S. 185; 1871, S. 237. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 16, 565.

Lage soll die Einwirkung kalter Luft auf die Schmelzmasse beim Arbeiten verhüten, indem die eindringende Luft gleich in den Fuchs zieht. Zuweilen, namentlich behufs Einbringens grösserer Schwarzkupferstücke, hat der Herdraum noch eine seitliche Oeffnung *d*, welche dann auch zum Einlassen von Luft in der Verschlackungsperiode dient, neben Luftzuführungscanälen, die sich auf jeder Seite der Feuerbrücke befinden. Meist zieht man vor, diese Canäle nur allein wirken zu lassen, indem das gleichzeitige Oeffnen des Seitenthores wegen Hervorbringung unregelmässiger Luftströme mehr schädlich als nützlich wirkt. Der Rost pflegt in Raffiniröfen tiefer zu liegen, als in den Erzschmelzöfen, um in einer gewissen Zeit mehr Flamme hervorzubringen und die Dauer zweier Schürungen ohne Benachtheiligung der Verbrennung verlängern zu können. Die Oefen arbeiten seltener bei Gasfeuerung (Mühlbach[1]), Stadtberge, Stora-Kopparberg), als bei directer Feuerung mit Steinkohle, seltener mit Holz (Monte Catini). Laveissière[2]) hat einen Bessemerofen empfohlen.

Beispiele. Detroit. Der Ofen zu Detroit[3]) (Fig. 130, 131) hat nachstehende Construction: *a* Sand und Ziegelstücke, fest gestampft. *b* thoniger und eisenschüssiger Sand. *c* nahezu reiner Quarzsand, letztere beiden Lagen bei hoher Weissglühhitze eingebrannt; ganze Herddicke an der Feuerbrücke 1 m; bei 4000—8000 kg Einsatz Länge des Herdes bis zum Feuerungsraume (incl. Feuerbrücke) 4.2 m, Breite in der Mitte 3 m, an der 0.5 m hohen Arbeitsöffnung *e* (Schöpfthor) 0.4 m. *f* Rost, Länge 1.3 und Breite 1 m, 1 m unter der Feuerbrücke. *d* Arbeitsöffnung (Seitenthor), 0.5 m weit. *g* Esse, 0.7 m weit. Flammloch 0.5 m hoch. Kühlöffnung im Gewölbe 1 m weit. Der Quarzherd neigt sich nach dem Fuchse zu und hat hier einen Sumpf.

Mansfeld. Mansfelder Raffinirofen. Bei 5000—7500 kg Einsatz Länge des aus Quarz mit wenig Haldenschlacke eingebrannten Herdes 2.90—3.09 m, Breite 2.20—2.47 m, Neigung von 52—78 mm, Durchmesser des Sumpfes 131—158 mm. Hinter der Feuerbrücke mündende Canäle gestatten die Zuführung von besonderer Oxydationsluft. Keine Kühlöffnung im Gewölbe. Die frühere Gasfeuerung ist aus ökonomischen Rücksichten der Steinkohlenfeuerung auf Klinkerrosten gewichen.

Stadtberge. Stadtberge[4]) in Westphalen. Der Ofen ist mit Gasgenerator ohne Rost versehen. Heisser Unterwind tritt in einiger Entfernung über der Sohle (nicht zu weit nach unten) direct in die Steinkohlen, und die entwickelten brennbaren Gase werden durch heissen Oberwind verbrannt, welcher durch schräge Düsen über der Feuerbrücke zuströmt. Die abgehenden Feuergase erhitzen in einem mit dem Fuchse verbundenen Wasseralfinger-Apparate den Wind. Die Gasfeuerung soll 68 Proc. Brennmaterialersparung gewähren. Raffination von 3000 kg Cementkupfer in 24 St.

Braubach. Braubach. Der Raffinirofen arbeitet mit Unterwind; zu beiden Seiten der durch Wasser gekühlten Feuerbrücke befinden sich Luftzuführungscanäle.

Stora-Kopparberg. Stora-Kopparberg. Ein Siemensofen mit Lundin'schem Condensator dient bei Anwendung von Sägespänen[5]) zur Kupferraffination.

Heringofen mit Boëtiusfeuerung hat einen Holzgasgenerator und darin über einem Planroste einen gemauerten Gurtenrost.

Amerika. Boston- und Coloradowerke.[6]) Zum Gaaren von Cementkupfer (S. 196): Ofenherd 1.988 m lang und 1.360 m breit; Feuerungsraum 1.569 m lang, am Roste 445 mm, oben 732 mm breit, Verhältniss des Schmelzraumes zur Rostfläche 2 : 1. Breite der Feuerbrücke 628 mm, Höhe derselben über dem Herdmauerwerke 941 mm, Höhe des Gewölbes über der Feuerbrücke 470 mm. Gewölbhöhe am Fuchse 262 mm. Fuchsweite 392 mm. Im Gewölbe oberhalb der Feuerbrücke 6 Luftzuführungsöffnungen, mit einer Haube überdeckt.

Raffinirverfahren. Die Raffinirarbeit zerfällt in nachstehende Perioden:

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 174. 2) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1876, S. 202. 3) Kerl, Met. 2, 574. 4) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 565, Taf. 13. 5) Gasgeneratoren in B. u. h. Ztg. 1875, S. 17. 6) B. u. h. Ztg. 1877, S. 248, Taf. 6, Fig. 13 u. 14.

1. Chargiren. Lockeres Aufschichten der bis 300 mm dicken Schwarzkupferstücke, so dass zwischen der Feuerbrücke, den Herdwänden und den Einsatzstücken zur Schonung der Wände ein kleiner Raum frei bleibt. Dauer des Einsetzens von 5000—8000 kg etwa 1 Stunde. Chargiren.

2. Einschmelzen während 6—7 Stunden bei geschlossenen lutirten Arbeitsöffnungen in hoher Temperatur, wobei die Zuführung von Luft hinter der Feuerbrücke, wenn nach 2—3 Stunden das Kupfer zu tropfen beginnt und die Temperatur nicht zu niedrig, die Operation beschleunigt, indem dadurch schon ein grosser Theil der fremden Stoffe verschlackt und verflüchtigt wird. Einschmelzen.

3. Verblasen. Zuführung von Luft durch die neben der Feuerbrücke mündenden Canäle, auch wohl durch das geöffnete Schöpf- und Seitenthor (S. 216) zu der Metalloberfläche, wobei fremde Stoffe sich theils verflüchtigen (Zink, schweflige Säure, Blei, Antimon, Arsen u. s. w.), theils sich auf Kosten der Kieselsäure des Herdes verschlacken, und zwar zunächst Eisen, dann Zink, später Blei und zuletzt Nickel, während das gereinigte Kupfer specifisch schwerer wird und nach unten geht; wiederholtes Abziehen der Schlacken oder Krätzen, bis sich dieselben nach 2—2½ St. unter Verminderung der aufsteigenden Dämpfe nur noch spärlich zeigen, die Masse in Folge lebhafter Gasentwickelung (Braten) aufzuwallen beginnt und sich auf der Oberfläche derselben eine Lage Kupferoxydul erzeugt hat. Verblasen.

4. Braten und Sprühen. Entwickelung von schwefliger Säure durch Einwirkung des Kupferoxyduls auf vorhandenes Schwefelkupfer, heftiges Emporwerfen von Kupferkügelchen (Sprühen), wobei die Krätzen immer dünnflüssiger, nach dem Erkalten dichter und röther werden und zurückgeschoben werden müssen, bis sie sich zum Abziehen hinreichend angesammelt haben; Aufhören dieser Periode, welche rohgaares Kupfer (dry copper) mit 6—8 Proc. Kupferoxydul liefert, wenn nach Entfernung des meisten Schwefels das Kochen nachgelassen hat, sich nur noch kleine Bläschen zeigen und eine Schöpfprobe — welche gleich nach dem Einschmelzen bei weisslich grauer Farbe mit schwach röthlichem Scheine und grobfaseriger Structur grosse Sprödigkeit zeigt, beim Beginne des Bratens aber schaumartig in die Höhe steigt, um dann gleich zu einer blasigen Masse mit schaumartigem Ansehen zusammen zu fallen — keine schaumartige Erscheinung mehr, wohl aber kleine Blasenräume, eine ebene Oberfläche und röthliche Farbe zeigt. Braten und Sprühen.

In diesem, das Ende der Periode anzeigenden Zustande hält das rohgaare Kupfer schweflige Säure absorbirt, welche aus einer genommenen Probe beim Abkühlen derselben unter kraterartigen Erhebungen auf der Oberfläche und Umherschleudern kleiner Kupfertheilchen entweicht (Steigen oder Laufen des Kupfers, S. 198). Die Schöpfprobe zeigt im Innern langgezogene glänzende Blasenräume und, was zur Beurtheilung besonders wichtig ist, die unter dem Löffel sich ansetzende Schale behält so lange eine Menge kleiner Poren, als noch schweflige Säure entweicht. Dauer der Bratperiode 3—4 Stunden. Die Proben werden auf die Weise genommen, dass man mittelst eines lehmüberzogenen Löffels von 78—105 mm Durchmesser und 14—20 mm Tiefe Kupfer ausschöpft, die erstarrte Löffelprobe in einen Schraubstock spannt, einmeisselt und zerbricht.

5. Dichtpolen (Sprudeln), die Austreibung der noch absorbirt gehaltenen schwefligen Säure zur Beseitigung des Steigens und der Dichtpolen.

dadurch hervorgebrachten Blasen und Undichtigkeiten durch Schliessen des Seitenthores und Einbringen einer grünen Holzstange durch das Schöpfthor ins Metallbad bis auf die Herdsohle, indem man dem freien Ende durch ein aufrecht stehendes, vor dem Ofen eingezwängtes Brett Halt giebt; rapide Entwickelung von Wasserdampf, Kohlenwasserstoff- und Kohlenoxydgas, welche das Bad in stark wallende Bewegung bringen, die schweflige Säure austreiben, auch schon einen Theil des vorhandenen Kupferoxyduls reduciren können und noch zur Entfernung von fremden Stoffen (Blei, Nickel u. s. w.) Veranlassung geben; Beendigung dieser Periode nach 2—3 St., wenn die Löffelprobe, namentlich die Schale davon (S. 217) keine Entwickelung von schwefliger Säure mehr nachweist und die Oberfläche des Kupfers eben bleibt.

Das vom Kupferoxydul noch brüchige Kupfer wird durch einen Reductionsprocess (Zähepolen) entweder gleich hinter dem Dichtpolen her befreit oder bei unreinerem Kupfer durch so oft wiederholte Zuführung von Luft durch das geöffnete Seitenthor und jedesmal nachheriges Polen auf die möglichste Entfernung der Unreinigkeiten, namentlich von Antimon, Arsen und Nickel hingewirkt, bis eine Schöpfprobe — welche Anfangs nach der Abkühlung eine in der Mitte eingesunkene rauhe Oberfläche, sowie auf dem Bruche ziegelrothe Farbe und grobkörnig stänglige Structur zeigt — auf der Oberfläche faltenartige Vertiefungen und eine feinkörnige bis hakige Bruchfläche mit metallischem Seidenglanze erhält, wo dann das Kupfer den höchsten Grad der Dichtigkeit bei möglichster Entfernung fremder Bestandtheile (wohl bis auf geringe Mengen Nickel) erreicht hat, aber noch immer etwas Kupferoxydul enthält (Mansfeld).[1])

Zähepolen. 6. Zähepolen zur Reduction des Kupferoxyduls. Herausnehmen der Polstange nach dem Dichtpolen, Rostreinigen und Schüren bei geschlossenen Arbeitsöffnungen, Abziehen der Krätzen, sobald die Flamme nicht mehr rauchig ist, Bedecken der Metalloberfläche bei geschlossenen Arbeitsöffnungen mit Holzkohlen, wiederholtes Polen, öfteres schnelles Probenehmen mit kleineren Löffeln von 26—30 mm Durchmesser, bis die Proben auf dem Bruche — statt Anfangs ziegelrothe Farbe mit wenig Glanz und stängligem Gefüge — seidenartigen Metallglanz und Kupferrosafarbe, sowie kalt und warm den höchsten Grad der Geschmeidigkeit zeigen.

Probe auf Kaltbruch: Einspannen der völlig erkalteten Löffelprobe mit der convexen Fläche nach oben in einen Schraubstock, wo sich dann die Probe ohne zu zerreissen zusammenbiegen lassen muss; Probe auf Rothbruch: Eingiessen von Kupfer in eine etwa 260 mm lange und 78 mm breite Form zu einem 40 mm dicken Barren, Zusammenschlagen desselben gleich nach dem Starrwerden des Kupfers, so dass die beiden Enden zusammenkommen, wo sich dann in dem gebogenen Theile keine Risse zeigen dürfen; Probe auf Bruchansehen: Einspannen der Löffelprobe zur Hälfte in verticaler Stellung in den Schraubstock, Biegen des hervorragenden Endes in den rechten Winkel durch Hammerschläge, Zerbrechen des Stückes durch Zusammenpressen im Schraubstocke. Noch schärfere, indess nicht immer ausgeführte Proben auf Festigkeit bestehen darin, dass die Probe zu einem quadratischen Stabe geschmiedet und spiralförmig gedreht keine Kantenrisse zeigen darf, solche auch beim Ausplatten des Stabes und mehrfachem Zusammenlegen des Bleches nicht zum Vorschein kommen. Polt man zu lange (überpoltes Kupfer), so nimmt die Festigkeit des Kupfers wieder ab und die Probe zeigt einen grobkörnig zackigen stängligen Bruch bei gelbem Schimmer und starkem, nicht seidenartigen Glanze (S. 197). In solchem Falle lässt man unter Abziehen der Kohlendecke Sauerstoff einwirken und polt dann wieder bis zu den Kennzeichen der Hammergaare. Das Aussehen der Schöpfproben variirt auf den verschiedenen Werken je nach der Beschaffenheit des Kupfers. (Schlechtes Kupfer kann guten Bruch haben.)

1) Preuss. Ztschr. 17, 174.

Beim Polen auch ganz schwefelfreien Kupfers ist nicht zu vermeiden, dass das Kupfer Gase absorbirt (Kohlenoxyd, Wasserstoff, Kohlenwasserstoff), welche das Kupfer nach dem Giessen blasig machen (S. 198) und namentlich dessen Dehnbarkeit in der Kälte beeinträchtigen. Damit der Einfluss der absorbirten Gase nicht zu gross wird, lässt man beim Raffiniren absichtlich etwas Sauerstoff im Kupfer, wobei die Porosität weniger hervortritt, als bei ganz von Sauerstoff befreitem Metall. Es wird aber die Porosität ganz vermieden, wenn man statt des Polens zur Reduction des Kupferoxyduls Reagentien (Phosphor, Phosphorkupfer, Mangankupfer) anwendet, welche überall keine absorbirbaren Gase entwickeln.

Nachdem schon 1848 Parkes, dann Percy, Abel und Küntzel nachgewiesen haben, dass mit geringen Mengen (bis 2 Proc.) Phosphor[1]) versetztes Kupfer dichte Güsse giebt und sich im heissen und kalten Zustande gut bearbeiten lässt, so haben nach Hampe auch Raffinirversuche im Mansfeld'schen dieses Verhalten bestätigt; man erzielte ein dichtes Kupfer, weit dehnbarer und zäher, als gewöhnlich. Da der Phosphor beim Aufwerfen auf das Kupfer theilweise wirkungslos verbrennt, so setzte Lismann denselben, in Kupferblech eingewickelt, vor dem Zähemachen zu und erhielt ein dichtes Kupfer mit um 1/8 erhöhter Zugfestigkeit. Bei Einwirkung des Phosphors auf das Kupferoxydul entsteht metallisches Kupfer und Kupferoxydulphosphat ($6\,Cu_2O + 2\,P = 10\,Cu + Cu_2O, P_2O_5$), welches auf die Oberfläche geht, in Berührung mit aufgestreuter Kohle sich wieder in Phosphorkupfer verwandelt und dieses wieder reducirend wirkt, weshalb man nicht eine dem Sauerstoffgehalte entsprechende Mengo Phosphor zuzusetzen braucht. Beim Ausgiessen in die Formen schützt der Phosphorrückhalt das Metall vor der Einwirkung des atmosphärischen Sauerstoffes. — Statt des schwieriger anzuwendenden Phosphors zieht Roessler Phosphorkupfer[2]) vor, welches in der eben angegebenen Weise wirkt. — Parson empfahl als Reductionsmittel Mangankupfer (Cupromangan)[3]), welchem aber nach Roessler Phosphorkupfer als ökonomischer vorzuziehen ist, indem der Reductionswerth des Phosphors viermal grösser als der des Mangans und der Preis halb so gross ist. Nach neueren Untersuchungen von Levitzky[4]) hat aber das Kupfermangan das grösste Reductionsvermögen und besitzt keinen flüchtigen Stoff, dann folgt Phosphorkupfer. Das Reductionsvermögen beider steht in dem Verhältnisse von 2902 : 2500. Reines Kupfer, mit 1 Proc. Phosphormangan geschmolzen, übertraf alle anderen Kupfersorten durch Festigkeit, Dehnbarkeit und schönes Bruchansehen. Auch Manhes[5]) spricht sich für die Anwendung von Mangankupfer aus. Zur Isabellenhütte[6]) bei Dillenburg wird Mangankupfer im Grossen mit 30 Proc. Mangan dargestellt. Hering treibt Phosphordämpfe durch das Kupfer. Auch ist zur Erzielung dichter Güsse die Anwendung von Dampf- oder Luftdruck empfohlen.

7. Auskellen des Kupfers. Zurechtmachen der Feuerung, so dass während des Ausschöpfens kein Nachschüren nöthig wird. Möglichst rasches Auskellen des Kupfers mit kalk- oder lehmüberzogenen erhitzten schmiedeeisernen Kellen[7]) bei fortgesetztem Feuern und öfterem Probenehmen, weil sich bei nicht abzuschliessendem Luftzutritte die Gaare des Kupfers nach einiger Zeit zu ändern pflegt, in nach oben sich verjüngende oblonge, angewärmte, mit Thon- oder Kalkschlamm ausgepinselte, auf einer 39—78 mm dicken gusseisernen Unter- Auskellen.

1) Parkes in Dingl. 179, 374. Percy in B. u. h. Ztg. 1876, S. 158. Abel in Erdm. J. 97, 434 u. B. u. h. Ztg. 1876, S. 158. Künzel, Bronzelegirungen 1875 u. B. u. h. Ztg. 1876, S. 158. Hampe in Preuss. Ztschr. 24, 6 u. B. u. h. Ztg. 1876, S. 158. Lismann in Preuss. Ztschr. 25, 4 und Wagn. Jahresber. 1878, S. 203. 2) Roessler in B. u. h. Ztg. 1878, S. 370; 1879, S. 139. Sidot in Rev. univers. Tom. 3, No. 1, Janv. et Févr. 1878. B. u. h. Ztg. 1880, S. 95 (Emmerling). Phosphorkupfer von W. G. Otto in Darmstadt mit 15—16 Proc. P kostet 7 ℳ pro kg: von Hardung & Co. in Wien mit 15 Proc. P 4.20 Guld. (B. u. h. Ztg. 1878, S. 370, 391). 3) B. u. h. Ztg. 1876, S. 158 (Parson); 1878, S. 370 (Roessler). 4) B. u. h. Ztg. 1880, S. 64. 5) B. u. h. Ztg. 1879, S. 138. Biermann's Manganlegirungen in B. u. h. Ztg. 1878, S. 184 (1879, S. 223). 6) B. u. h. Ztg. 1880, S. 52. 7) Ebend. 1862, S. 357.

lagsplatte stehende Kästen (Formen, Töpfe) in der Weise, dass man Anfangs einige 15—18 kg haltende Kellen voll Kupfer mit oder meist ohne mechanische Hülfsleistung auf die eiserne Unterlage giesst, das Metall bis zum Verschwinden der Rothgluth und bis sich oberflächlich eine schwarze Oxydhaut erzeugt hat, erkalten lässt und auf diese Art 3—4 Blöcke über einander giesst, welche dann, nachdem der Eisenkasten darüber hinweggezogen, von einander getrennt werden; auch wohl bei grossen Stücken Ausschöpfen des Kupfers in flache, mit Lehm stark überzogene Formen und gleich fertiges Auswalzen in der mitgebrachten Hitze.

Auch stehen wohl kupferne Formen über einem Gefässe mit Wasser und lassen sich durch einfache Drehung um eine parallel der kurzen Seite vorhandene Axe ungefähr in der Mitte der Länge entleeren, um die Ingots sofort abzuplötzen (Mansfeld, Braubach). Die Formen werden dadurch hergestellt, dass man flüssiges Kupfer in einen Eisenkasten giesst und eben vor dem Erstarren desselben einen Stempel mit Querfurchen einpresst, wodurch Formen mit Querrippen entstehen zur leichten Zertheilbarkeit des eingegossenen gefurchten Kupfers. Beim Giessen in eiserne Formen wird das Kupfer durch noch nicht näher gekannte Veranlassung an den Berührungsflächen mit dem Boden porös, weshalb das unterste Stück aus dem Kasten (Bodenplatte) beim Raffiniren wieder zugesetzt wird. Zeigt die Probe die Entstehung von kupferoxydulreichem Kupfer an, so unterbricht man das Auskellen, wirft Kohlen aufs Metallbad, polt unter Umständen und beginnt dann wieder das auf die Hammergaare zurückgebrachte Kupfer auszuschöpfen. Bei in zu hoher Temperatur ausgegossenem Kupfer haften die Platten zu fest aneinander, dasselbe wird zum Steigen geneigt (S. 198) und verändert in unerwünschter Weise seine Eigenschaften (§ 75).

Ausbrechen des Herdes.

8. Ausräumen des Quarzherdes, welcher bis 70 Proc. Kupfer absorbirt und so ungemein hart ist, dass derselbe durch Sprengen mit Dynamit (Pulver ist zu schwach) zerstört oder durch Weissglühendmachen und Einpumpen von viel Wasser[1]) mürbe gemacht werden muss.

Modificationen.

Gewisse Modificationen beim Raffiniren können Nachstehendes bezwecken:

1) die mehr oder weniger vollständige Entfernung fremder Stoffe, und zwar

a) durch abwechselndes Dichtpolen und darauf folgendes Oxydiren (Mansfeld S. 218).

b) Durch Setzenlassen, d. h. Erstarrenlassen des Kupfers nach der Bratperiode behufs reichlicher Bildung von Kupferoxydul und Aufschmelzen der Masse bei Weissgluth, wobei das Oxydul auf fremde Stoffe kräftig oxydirend wirkt; namentlich üblich, wenn man statt Schwarzkupfer pimpled metal (S. 213) verarbeitet, wobei man nach dem Einschmelzen mit einer Polstange umrührt, die Masse abkühlt, Alles wieder in Fluss bringt, Schlacke zieht und dann dicht- und zähepolt.

c) Durch Bleizusatz. In England und auch sonst setzt man dem zum Walzen und Hämmern bestimmten Kupfer beim Raffiniren Blei zu (z. B. je nach der Reinheit des Kupfers 0.08—0.8 Proc.), um dessen Steigen und Blasigwerden zu verhindern (S. 199). (Reine Kupfer, z. B. Mansfelder, lassen sich auch ohne Bleizusatz gut walzen, jedoch gewährt ein solcher die Sicherheit, dass das Kupfer nicht steigt.) Kupfer für Telegraphendrahtfabrikation erhält weniger, am besten gar keinen Zusatz von Blei, wenn es die Unreinheit nicht verlangt, weil dadurch die galvanische Leitungsfähigkeit beeinträchtigt wird; für die Messingfabrikation bestimmtes Kupfer darf keinen Bleizusatz erhalten, wohl aber kann dasselbe blasig, gestiegen sein. Das Kupfer wird wohl im überpolten Zustande in kaltem Wasser

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 100.

granulirt (feathered-shot copper); in heissem Wasser erfolgen mehr oder weniger runde Stückchen (bean-shot copper).

d) Durch Einschalten eines Verblasens sehr unreiner Kupfer (z. B. Mansfelder Raffinirkrätzkupfer) im Spleissofen, in Folge dessen beim Raffiniren die Verblaseperiode und die sonst durch Schwefel verursachten Erscheinungen wegfallen, dagegen sich Krätzen in bedeutender Menge bilden, welche den Quarzherd stark angreifen, weshalb man die Krätzkupfer am besten gegen das Ende einer Ofencampagne verarbeitet.

2) Die Beschleunigung des Processes durch Anwendung von heisser Luft[1]), von Wasserdampf[2]) oder statt des letzteren wirksamer durch Einrühren von Kalk- oder Barythydrat in das flüssige Kupfer nach dem Abschlacken.[3])

An Producten erfolgen: Producte.

1. Raffinirtes Kupfer, Kupferraffinad, selbst in den reinsten Sorten mit einem geringen Gehalte an Sauerstoff und Spuren fremder Metalle, namentlich Eisen. Raffinad.

Analysen.[4])

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.
Eisen	0.059	0.08—1.64	Spr.—0.35	0.31	0.20	Spr.	Spr.	0.76—1.01	Spr.
Blei	0.120	—	Spr.	—	—	—	—	—	—
Nickel	0.327	—	—	—	—	—	—	—	—
Silber	0.025	—	—	—	—	—	—	—	0.07
Arsen	—	Spr.—0.5	0.25—3.31	0.25	—	0.02	0.01	—	0.01
Antimon	—	Spr.—0.5	Spr.—0.70	0.20	Spr.	—	—	—	—
Wismuth	—	Spr.	Spr.—0.04	—	—	—	—	—	—

	k.	l.	m.	n.	o.	p.	q.		r.
Eisen	Spr.	—	0.3	0.10—0.15	0.1	Spr.	Spr.		0.056
Blei	—	—	—	—	—	—	—	Sn	0.040
Nickel	—	—	—	—	—	—	—		0.787
Silber	Spr.—0.22	—	—	—	—	Spr.	Spr.—0.07		0.100
Arsen	—	0.11	—	—	—	0.07	0.01—0.31		0.029
Antimon	—	—	—	—	0.01	—	Spr.—0.01	Zn	0.561
Wismuth	—	Spr.	—	—	—	0.02	Spr.—0.17	S	0.009

	s.	t.	u.	v.	w.	x.
Eisen	0.045	0.110	0.0034	0.105	0.0077	0.0131
Blei	0.204	0.132	—	0.006	Spr.	0.0164
Nickel	—	—	Sn 0.0036	Ni 0.047	0.0146	0.0481
Silber	0.030	0.016	0.0032	0.015	0.0284	0.0289
Arsen	—	—	0.0002	0.180	—	—
Antimon	—	—	0.0042	0.145	—	0.0048
Wismuth	—	—	—	—	—	—
Sauerstoff	—	—	0.00055	1.27	0.0342	0.2896
Rückstand	—	—	0.0442	—	—	—

a. Mansfeld. b. Chile. c. Spanien. d. Schweden, Nr. 1. e. Desgl. Nr. 2. f. Australien, Burra Burra. g. Ebendas. Kapunda. h. Ebend. Sidney. i. Obernsee. k. Nordamerika. l. Russland (C. C. N. D.). m. Ebend. Nr. 2. n. Engl. best selected. o. Desgl. selected. p. Desgl. Ziegelkupfer. q. Engl. Kupfer Nr. 1 bis 17. r. Atvidaberg mit 0.008 P nebst Spuren von Co und Mn. s und t. Chile. u. Blockkupfer mit Marke P. P. Demidoff. v. Barrenkupfer der Spass'schen Hütte in Russland (B. u. h. Ztg. 1876, S. 417). w. Minnesota. x. Paschkow, überpolt, nach Hampe (Preuss. Ztschr. 21, 218). Kupfer aus kaukasischen Erzen enthielt nach Himly 0.0144 Au, 0.1613 Ag, 0.0151 As, 0.0087 Sb, 0.0400 Ni, 0.0351 Fe, 0.0080 Si, 0.0400 O.

2. Raffinirkrätze, Raffinirschlacken von der variabelsten Zusammensetzung. Raffinirschlacken.

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 386. 2) Ebend. 1870, S. 35, 378; 1871, S. 88, 264. Preuss. Ztschr. 19. 3) Wirth's D. R. P. Nr. 9265. 4) B. u. h. Ztg. 1863, S. 386. Dingl. 229, 482 (Himly).

Werden entweder bei der Steinconcentration zugeschlagen (England) oder mit kiesigen Erzen im Flammofen verschmolzen (England) oder für sich im Schachtofen auf mindere und zuletzt nickelreiche Kupfersorten (Deutschland S. 189) verschmolzen. Ein grösserer Arsengehalt[1]) solcher Krätzen lässt sich durch Rösten und Auslaugen theilweise beseitigen.

Analysen.

	a.	b.
Kieselsäure . .	47.4	40.5
Kupferoxydul . .	36.2	46.4
Eisenoxydul . .	3.1	3.5
Nickeloxyd . .	0.4	1.8
Kobaltoxyd . .	—	0.3
Zinnoxyd . . .	0.2	—
Thonerde . . .	2.0	2.7
Kalkerde . . .	1.0	3.0
Magnesia . . .	0.2	0.7
Met. Kupfer . .	9.0	—

a. Waleser Schlacke. b. Von Kaafjord.

71. Beispiele für den Flammofen- und combinirten Flamm- und Schachtofenprocess.

A. Englischer Process.

1) Gold- und silberfreie Erze.

Südwales. a. Südwales.[2]) Ein Werk, welches noch einigen Nutzen abwerfen soll, muss jährlich mindestens 1 116 500 kg Kupfer produciren bei einem Verbrauche von 18 Thln. Kohlen auf 1 Thl. aus 10 Proc. haltigen Erzen dargestellten Kupfers. Beim Raffiniren braucht man in 24 St. bei einem Klinkerroste 3045 kg Steinkohlen auf 10 150—11 165 kg (und mehr Schwarzkupfer) pr. Charge. Neuerdings ist die englische Kupferproduction bedeutend herabgegangen wegen reichlicher Darstellung eines guten und billigeren Kupfers in Chile.[3]) Die Modificationen variiren hauptsächlich nach der beabsichtigten Darstellung der Kupfersorte, z. B. zur Messingblech- und Drahtbereitung (best selected copper), zum Walzen oder zur Darstellung von Legirungen (Gussmessing). Das best selected copper (S. 212) erfolgt durch Verschmelzen eines reinen gerösteten Rohsteines auf Concentrationsstein, dann dieses auf blistered copper und Raffiniren desselben; tough cake (zähes Kupfer) oder tough-pitch erfolgt durch Verschmelzen des gerösteten Rohsteines auf Weissmetall und Böden, dann auf Pimpledcopper; die Sorte best tough cake liegt zwischen den beiden anderen in der Mitte. Mit tile copper (Ziegelkupfer) bezeichnet man aus unreineren Erzen erzeugte Kupfersorten.

Solche Modificationen sind z. B. folgende:

α) Rösten von 3045—3552 kg gutartigen, zum Theil oxydischen Erzen während 12—24 St. in älteren Oefen (S. 207), Rohschmelzen mit Weissmetallschlacken, Rösten des Rohsteines während 24 Stunden, Schmelzen des Rostes mit reichen oxydischen Erzen, Roast- und Raffinirschlacken auf Weissmetall, Röstschmelzen des Weissmetalles auf Schwarzkupfer, Raffiniren von 6090—8120 kg Schwarzkupfer unter Zusatz von Blei (je nach der Reinheit des Kupfers mit 7—40 kg) auf 6090 kg Kupfer.

β) Rösten von 7—8 procentigen Erzen während 12 St., Schmelzen von 1015 kg Röstgut mit 102—250 kg Concentrationssteinschlacken während 4 St. auf Rohstein, Rösten des letzteren während 24—30 St., Schmelzen von 1015 kg Stein mit 200 kg Feinmetall- und Roastschlacken und 150 kg Kupfercarbonaten während 6 Stunden auf Concentrationsstein, Schmelzen desselben in Chargen von 1200 kg mit 102 kg Raffinirschlacken in 6 St. auf Feinmetall, Röstschmelzen von 2030 kg Feinmetall auf Regulus und pimpled oder blistered copper während 24 St., Raffiniren von 5075—7105 kg Schwarzkupfer bei Zusatz von 8—10 kg Blei während 70—96 St. und einem Verbrauche von 13—18 Thln. Kohlen auf 1 Thl. Kupfer.

1) Kerl, Met. 2, 578. 2) Literatur: Kerl, Met. 2, 470. B. u. h. Ztg. 1871, S. 237. Petitgand in Revue de l'exposit. univers. de 1867 par Cuyper. Vol. 3, Nr. 6, p. 234. 3) Chevallier. Exposit. univers. de 1867 à Paris. Tom. V, p. 598. B. u. h. Ztg. 1871, S. 236.

γ) Rösten der Erze in Kilns, Verschmelzen im Flammofen auf coarse metal, Zermalmen des Steines mit Brechmaschinen, Walzen und Sieben durch ein Sieb mit 8 Löchern auf 1 cm, Rösten im Gerstenhöfer'schen Ofen (3045 kg in 24 St.), Schmelzen auf white Metal mit kupfer- und eisenarmen quarzigen Erzen, Roasten des white Metal auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben; Rohschlacken kommen zum Erzschmelzen oder zum Schmelzen für sich im Schachtofen, Steinschlacken zum Erzschmelzen, Raffinirschlacken zum Schmelzen im Flammofen mit geschwefelten Erzen. Neuerdings ist auf Waleser Hütten für das Erzschmelzen vielfach der ärmere Schlacken liefernde Rundschachtofenbetrieb in Verbindung mit Schwefelsäuregewinnung durch Rösten der Erze in Kilns eingeführt (Swansea).

b. Kaafjord[1]) in Lappland. Schmelzen von rohem und geröstetem Erze mit 7—8 Proc. Kupfer auf Rohstein, Rösten desselben in Stadeln, Schmelzen mit Schwarzkupfer- und Raffinirschlacken und Buntkupfererz auf Weissmetall, Roasten desselben auf Blasenkupfer und Purpurmetall, Roasten des letzteren auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben mit Blasenkupfer. Kaafjord.

c. Tubalkain[2]) bei Remagen am Rhein. Verschmelzen von Siegen'schen Erzen mit 8—10 Proc. Kupfer bei Chargen von 1250—1500 kg mit Quarz, Kalk und Concentrationsschlacke in 6 Stunden, Abstich nach jedesmal 4 Chargen, Kohlenverbrauch 3000 kg in 24 St.; Steinerfolg 26—27 Proc.; Rösten des Steines in Chargen von 1500 kg mit 600 kg Kohlen in 24 St. bis auf 10 Proc. Schwefel, Concentriren von je 1250 kg in 6 St. auf Stein mit 80 Proc. Kupfer, welcher in Chargen von 1750 kg während 12 St. mit 1000 kg Kohle geroastet wird; Raffination des Schwarzkupfers. Tubalkain.

d. Gesellschaft Monte Catini.[3]) Verschmelzen reicher Erze auf Stein mit 35—40 Proc. Cu, Rösten desselben im Flammofen, Verschmelzen auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben im Flammofen mit Holz bei gewöhnlichem Luftzuge, und zwar 3500 kg in 12—15 St. bei 88—90 Proc. Ausbringen. Monte Catini.

e. Chile[4]) (Guayacan, Panucillo, Carrisal, Lota). Schmelzen gerösteter Erze mit 1 Thle. Kohlen auf 2.6—2.8 Thle. Erz bei 11 500—13 800 kg täglichem Durchsetzquantum auf Stein mit 50 Proc. Cu, Rösten und Schmelzen desselben auf Schwarzkupfer mit 95—96 Proc. Cu und Raffiniren desselben. Chile.

Früher wurde der englische Process auch zu Dillenburg[5]) im Nassauischen, auf dem Elbufer-Kupferwerke[6]) bei Hamburg und zur Aggerthaler Kupferhütte[7]) bei Duisburg ausgeführt. Sonstige Hütten.

2. Gold- und silberhaltige Erze.

Boston- und Colorado-Hüttenwerke[8]) in Colorado. Goldhaltige Kupferkiese mit 2—10 Proc. Cu, 2—10 Unz. Au und 2—10 Unz. Ag, Tellurgolderze, oxydirte und geschwefelte Silbererze mit Blende, Schwefelkies, Bleiglanz, Spath- und Brauneisenstein; Rösten der Goldkiese in Haufen von 50 t während 6 Wochen auf 4 Proc. S, ferner der Silbererze in Fortschaufelungs-Flammöfen (S. 208), wobei 1 t Erz auf jeder Abtheilung 8 St. bleibt; Steinschmelzen im Flammofen (S. 210) in Chargen von 4275 kg (1000 kg in Haufen geröstete Golderze, 1000 kg geröstete Goldmühlenabgänge, 750 kg geröstete Silbererze, 750 kg oxydirte Silbererze, 400 kg rohe Kiese, 125 kg Flussspath, 250 kg reiche Schlacken), wobei auf 10 Thle. Beschickung 1 Thl. Stein erfolgt; Schmelzen während 5—6 St., nach 20 Min. Schlackenziehen, dann noch Einsatz u. s. w. von 3 Chargen, also 4 in 24 Stunden, von denen der Stein mit 25—30 Cu, 20—30 Unz. Au und 600—1000 Unz. Silber abgestochen wird; Mahlen, Sieben und Rösten des Steines und Extrahiren nach Ziervogel's Methode, Gaarmachen des Cementkupfers (S. 196) im Flammofen (S. 216); Verschmelzen der Rückstände von Ziervogel's Process, Kupfer- und Eisenoxyd mit 20—30 Unz. Gold und 20 Unz. Silber, im Steinofen mit reichen Golderzen und stark kieseligen Tellurerzen auf Weissmetall mit 20 Proc. Cu, 30 Proc. S, 55 Unz. Au und 130 Unz. Ag, Rösten des Weissmetalles (4 t) während 10 St. bei dunkler Rothgluth, Steigerung der Hitze zum Schmelzen, Umrühren, Abziehen der Schlacke, Abstechen des Rück- Boston- u. Colorado-Werke.

1) Kerl, Met. 2, 513. Preuss. Ztschr. 14, 94. 2) Oest. Ztschr. 1871, S. 108. 3) Berggeist 1873, Nr. 92. 4) M. Chevalier, Expos. univers. de 1867 à Paris. Tom. V, p. 591. B. u. h. Ztg. 1862, S. 260; 1872, S. 353; 1877, S. 129. Engin. and Mining Journ., New-York 1872, 13, 406. 5) Kerl, Met. 2, 505. 6) Ebend. 2, 506. 7) Ebend. 2, 509. 8) B. u. h. Ztg. 1877, S. 229, 247, 373. Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch).

standes in eiserne Formen, deren 3—4 erste dann Kupferböden (bottoms) mit Sb, As und Pb enthalten, die übrigen Pimpledmetall mit 75 Proc. Cu, 2 Unz. Au und 140 Unz. Ag; Rösten des Pimpledmetalles wie Weissmetall und Schmelzen auf bottoms mit 75 Proc. Cu, 25 Proc. S, 60—100 Unz. Au und 300 Unz. Ag und zweiten Pimpled mit 80 Proc. Cu, 20 Proc. S, 14 Unz. Au und 120 Unz. Ag, letzterer für sich geröstet und dem Ziervogelprocesse unterworfen; Saigern von 1750 kg bottoms in einem kleinen Flammofen[1]), Herbeiführung einer oxydirenden Wirkung während 3 bis 4 St., dann Steigern der Hitze, bis nach 7 St. Alles geschmolzen, Abziehen der 10 bis 15 Proc. Cu enthaltenden Schlacke, Polen des Metalles 2 St. bis zur Entfernung alles Schwefels, ohne dass Sauerstoff aufgenommen wird, dann Granuliren (bei Aufnahme von Sauerstoff entstehen statt runder hohler Granalien massive Kugeln, in welchem Falle die Masse nochmals unter Zusatz von S bearbeitet werden muss), Glühen der Granalien und Behandeln mit Schwefelsäure zur Gold- und Silberabscheidung (siehe § 125).

B. Combinirter deutscher und englischer Process.

Beispiele. Mansfeld. Mansfeld.[2]) Aelteres Verfahren: Verschmelzen der Rückstände von der Ziervogel'schen Silberextraction im Schachtofen auf Schwarzkupfer (S. 185), Einsetzen von 5000—5700 kg davon behufs der Raffination in den Raffinirofen mit 2.9—3.09 m langem und 2.2—2.47 m breitem Herde mit Klinkerrostfeuerung, Zeitdauer des Einsetzens 1 St., Einschmelzen 6—7 St., Verblasen 2—2½ St., Braten und Sprühen 3—4 St., Dichtpolen 2½—3 St., Zähepolen 1 St., Auskellen 2 St., Leerstehen und Ausbessern 2—4 St., ganzer Process 24 St., Ausbringen 80 Proc. Raffinad und 20 Proc. Krätzen, welche mit 50 Proc. Schieferschlacke und 1—1.5 Proc. Flussspath auf nickelhaltiges Schwarzkupfer verschmolzen wurden. — Neuerdings: In einer Tour Schmelzen der Ziervogel'schen Rückstände mit etwa 10 Proc. Steinkohle und mit Quarz im Flammofen (S. 216) auf Schwarzkupfer und Raffiniren desselben, Eingiessen des Raffinades in Formen aus Kupfer, dadurch hergestellt, dass man Kupfer in eine Eisenform giesst und mit einem Eisenstempel die Form einpresst, in welchen Formen ein dichterer Guss, als in Eisen- und Lehmformen erfolgt. Es steht eine Reihe Formen neben einander, mittelst Oese an einer Eisenstange drehbar. Beim Umkippen der Formen fallen die Blöcke in einen Wasserbehälter, werden dann wieder aufgekippt und sind gerade bis zur Giesshitze abgekühlt. Schmelzen der Raffinirschlacke mit Kies auf 40—45 Proc. Stein. Herstellung von Gussraffinad für Messing auf Gottesbelohnungshütte aus Mansfelder Erzen, sonstiges Raffinad auf Saigerhütte Hettstedt aus fremdem Kupfer.

Oker. Oker. Raffiniren des silberarmen Schwarzkupfers vom Concentrationssteine (S. 182) im Flammofen mit 4 m langem und 2.4 m breitem Herde, Gewölbe 50 cm über der Herdsohle mit 5—6 cm Fall; Einsetzen von 3500—3750 kg in Stücken von 3—4 cm Dicke während etwa 1 St., Einschmelzen bei geschlossenen Oeffnungen, wo dann nach 2—3 St. Tropfen erscheinen und nach 6—7 St. Alles geschmolzen ist (bei offenen seitlichen Zügen neben der Feuerbrücke würde das Kupfer kalt geblasen), Schlackenziehen, Braten und Sprühen während 3—4 St., dann Steigen des Kupfers, Probenehmen mit Löffel von 4—5 cm Durchmesser und 1.5 cm Tiefe, Zerbrechen der Probe im Schraubstocke und Beurtheilung des Bruchansehens, Erfolg am Schlusse der Periode von Kupfer mit 6—8 Proc. Cu_2O (mit rauher Oberfläche, kleinen Vertiefungen in der Mitte, ziegelrother Farbe im Bruche und grobkörnig-stängliger Structur), Dichtpolen während ¾ St., Zulassen von Luft zur Oxydation von Resten fremder Metalle, dann Zähepolen abwechselnd durch Polen und Ueberdecken mit Kohle bei geschlossenen Thüren, Probenehmen bis zum Eintritte schöner Kupferfarbe und Seidenglanz im Bruche, dann faltenartigen Vertiefungen auf der Oberfläche (überpoltes Kupfer hat grobkörnig-stängligen Bruch bei gelbem Schimmer), Auskellen unter Probenehmen, Ausgiessen in eiserne oder kupferne Formen, in welch ersteren das Kupfer unansehnlicher und an den mit dem Eisen in Berührung gewesenen Stellen porös erscheint. Für Stücke von mehreren Centnern Gewicht eiserne Formen mit Kalkschlamm ausgestrichen ohne Boden, wo dann mehrere Platten übereinander gegossen werden, nachdem die vorhergehende erstarrt; für kleinere Stücke kleine eiserne oder kupferne drehbare, über Wasser aufgestellte Formen (wie in Mansfeld).

---

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 373, Taf. 8, Fig. 3—6. 2) Kerl, Met. 2, 539. B. u. h Ztg. 1863, S. 185. Berggeist 1867, Nr. 48. Preuss. Ztschr. 17, 171.

Die ins Wasser geworfenen Barren erhalten ein besseres Aussehen. Ausbringen aus 100 Schwarzkupfer 91 Raffinad; Schmelzen der Schlacken im Krummofen auf Schwarzkupfer und Verarbeitung desselben zu Granalien (S. 194).

Freiberg.[1]) Spuren und Concentriren der Steine im Flammofen (S. 180). Freiberg.

---

2. Abschnitt.

Oxydirte Erze und Gediegen Kupfer.

72. Oxydirte Erze. Dieselben werden häufiger beim Verschmelzen geschwefelter Erze oder der Leche zugeschlagen (S. 212), als für sich mit anderen oxydischen Producten (Schlacken, Gekrätz) nebst passenden Zuschlägen und Holzkohle oder magerer Steinkohle auf Schwarzkupfer verschmolzen, indem man nach eingetretenem Flusse umrührt und Schlacke zieht. Dabei geht oxydirtes Eisen zum Theil in die Schlacke, zum Theil reducirt sich dasselbe und trägt dann noch energischer als die Kohle, welche im Metallbade leicht nach oben aufsteigt, unter Bildung von Eisensilicat zur Reduction von verschlacktem Kupfer bei. Bei grösserem Ueberschusse an oxydirtem Eisen entsteht ein eisenreicheres Schwarzkupfer, bei Mangel daran eine kupferreichere Schlacke; letztere kommt zum Erzschmelzen oder wird für sich im Schachtofen durchgesetzt. Zur Verminderung der Kupferverschlackung fügt man schwefelhaltige Substanzen in geringer Menge zu (geschwefelte Kupfererze, Schwefelkies, Sodarückstände, Glaubersalz). Schmelzverfahren.

73. Gediegen Kupfer. Dasselbe kann ohne Weiteres im Flammofen raffinirt werden, wobei die Ab- oder Anwesenheit von erdigen Beimengungen zu einer mehr oder minder grossen Schlackenbildung und Zeitdauer der Operationen beiträgt. Raffiniren.

Detroit und Hancock am Obernsee.[2]) Massige Stücke mit 96—97 Proc., Sande und Schlämme von der Aufbereitung[3]) mit resp. 80—85 und 30—40 Proc. Cu; Eintragen in den Raffinirofen (Fig. 130, 131) — mit theilweise abhebbarem Gewölbe für grössere Kupferstücke — von Chargen von 7600—8200 kg, die gröbsten Stücke zu unterst, darauf das Andere nach der Korngrösse, sowie 50—60 kg Kalkstein und 4—5 Karren reichere Schlacken; nach dem Chargiren 6 Min. langes langsames Feuern, dann stärkeres; Schlackenziehen nach 12 St. nach eingetretenem Flusse, noch mehrmalige Wiederholung desselben während 5 St., Zutritt von Oxydationsluft durch die Feuerbrücke mit Schlitz und Rühren während $1^1/_2$ St., bis genommene Proben einen Ueberschuss von Kupferoxydul zeigen, dann Schlackenziehen, Einwerfen von Reductionskohle, Polen mit Birkenholz während 1 St., öfteres Probenehmen, dann zweistündiges Ausschöpfen, so dass die Operation nach im Ganzen 22 St. beendigt ist. Giessen des Kupfers zu quadratischen Stangen von 10—18 cm Seitenlänge und von 1.2 m für Drahtfabrikation, meist aber zu kleinen eingekerbten Zainen von 7.7 kg Gewicht. Verbrauch von 3620 kg Steinkohlen in 24 St. bei Erfolg von 6630 kg Kupfer. Verschmelzen der Schlacken mit 8—12 Proc. Cu im Makensie-Schachtofen Beispiel. Detroit u. Hancock.

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 451. 2) Kerl, Met. 2, 574. Chevallier, Exposit. univers. de 1867 à Paris, 5, 597. B. u. h. Ztg. 1877, S. 231; 1880, S. 322. Sonstige Citate S. 129. 3) Ann. d. min. 1875, Tome 7, p. 28. Engin. and Min. Journ. New-York 1877, Vol. 23, Nr. 19. Copper dressing, by T. Egleston. New-York, Williams, 1788 (B. u. h. Ztg. 1879, S. 30). B. u. h. Ztg. 1877, S. 293. Revue univ. 1877, Oct. u. Nov., Tome 2, Nr. 2 (Beco).

von 3 m Höhe bei oblongem Querschnitte von 0.7 und 1.27 m Weite im 0.864 m hohen Gestelle und 1.07 und 1.68 m im Schachte; Windzuführung durch einen um den Ofen herum gehenden Schlitz; Kühlung der 0.526 m hohen, aus hohlen Gusseisenkasten gebildeten Rast durch Wasser; Durchsetzquantum 20 t Schlacken mit 35—40 Proc. Kalkstein, statt besser mit kiesigen Erzen im Flammofen.

Anhang zur I. und II. Abtheilung.

Eigenschaften des Kupfers.

Neueres.

74. Allgemeines. Mit der Darstellung des reinen Kupfers und der Erforschung seiner Eigenschaften, sowie des Einflusses fremder Bestandtheile auf dasselbe hat sich neuerdings besonders Hampe[1]) beschäftigt und ist zu Resultaten gekommen, welche den bisher geltenden vielfach widersprechen. Besonders dienen in der Praxis Farbe, Glanz und Textur zur Beurtheilung der Qualität.

Eigenschaften.

75. Reines Kupfer. Bruch fleischroth, zackig, seidenglänzend, beim Ausschmieden oder Biegen gleichmässig sehnig; bei ein und derselben Bruchbeschaffenheit kann das Kupfer jedoch verschiedene Eigenschaften haben, je nach seiner Temperatur beim Giessen. Bei zu heissem Gusse zeigt reines Kupfer eine Anhäufung von grösseren und kleineren, mehr oder weniger vollkommenen Krystallen und wird brüchig, bei kälterem Gusse nicht; von den durch die Giesstemperatur veränderten physikalischen Eigenschaften hängt auch das verschiedene Verhalten des Kupfers gegen die corrodirende Wirkung des Seewassers ab. — Farbe bei rascher Abkühlung im kalten Wasser oberflächlich orangeroth, bei langsamer Abkühlung in warmem Wasser mehr rosenfarbig.

Japanisches Kupfer erfolgt in scharlachrothen Barren, indem man über ein rostartiges Gitter am Boden der kastenartigen Form ein Tuch von starkem Zeuge (Segeltuch) legt, dasselbe in die Zwischenräume des Rostes eindrückt, in warmes Wasser eintauchen lässt und in die rinnenförmigen Vertiefungen unter Wasser das Kupfer giesst.

Spec. Gewicht von chemisch reinem Kupfer bei 17° 8.9565 und corrigirt, d. h. reducirt auf 0° C., den leeren Raum und Wasser von 4° C. = 8.945; gewöhnliches Handelskupfer 8.2—8.5. (H.)

Ganz dichtes Metall erfolgt nur beim Schmelzen des Kupfers im Kohlensäurestrome; im Wasserstoffstrome im Porzellanschiffchen geschmolzen, zeigt sich dasselbe sehr blasig, im Kalkschiffchen erfolgt es dichter, aber immer noch blasig im Inneren. Nach anderen Angaben spec. Gew. des Kupfers geschmolzen 8.899, gepresst 8.931 und zu Draht gezogen 8.9488.

Dehnbarkeit und Zähigkeit. Nach Percy lassen sich die Metalle, ihrer abnehmenden Dehnbarkeit entsprechend, wie folgt anordnen, und zwar Dehnbarkeit durch Stoss und Druck (Hämmern,

1) Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 21, Lief. 5; Bd. 22, S. 93. B. u. h. Ztg. 1874, S. 192; 1875, S. 49. Wagn. Jahresber. 1874, S. 124. (H. im Texte bedeutet Hampe.) 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 118, 347; 1874, S. 142.

Pressen, Walzen): Au, Ag, Cu, Al, Sn, Pt, Pb, Feinkorneisen und Stahl, Zink, sehniges Schmiedeeisen, Nickel; Dehnbarkeit durch Zug: Au, Ag, Pt, Al, Feinkorneisen und Stahl, Cu, Ni (?), sehniges Schmiedeeisen, Zn, Sn, Pb.

Nach Hampe liess sich reines Kupfer aus 5 mm dicken Stangen auf 0.0026 mm Dicke ausschlagen; beim Aushämmern auf 1/12 der ursprünglichen Dicke erfolgten kleine Kantenrisse; bei Mansfelder Walz- und Gussraffinad, sowie bei bestem Oker-schen Raffinad schon bei resp. 1/5, 1/4 und 1/7. Reines Kupfer in 5 mm dicken Stangen brach beim Biegen im Schraubstocke um 90° nach 6 Biegungen, Mansfelder Walzraffinad bei der zweiten, Mansfelder Guss- und Oker'sches hammergaares Kupfer bei der ersten Biegung.

Härte: weisses Roheisen, Stahl, Pt, Cu, Al, Ag, Zn, Au, Cd, Bi, Sn, Pb. Nach Everitt wird Kupfer beim Zusammenschmelzen und Durchrühren mit 1—6 Proc. Manganoxyd homogener, zäher und härter. — Wärmeleitungsfähigkeit: Ag, Au, Cu, Hg, Al, Zn, Cd, Fe, Sn, Stahl, Pt, Gusseisen, Pb, Sb, Bi. — Elektricitätsleitung: Ag, Cu, Au, Sn, Fe, Pb, Pt, Bi. — Wärmecapacität: Fe 0.1138, Ni 0.1086, Co 0.1070, Zn 0.0955, Cu 0.0952, Pd 0.0593, Ag 0.0570, Cd 0.0467, Sn 0.0562, Sb 0.0508, Pt 0.0324, Au 0.0324, Pb 0.0314, Bi 0.0308. — Absolute Festigkeit in kg per qcm Querschnitt gegossen 1300, geschmiedet, gewalzt oder gezogen im gewöhnlichen Zustande 2200, in harten Drähten 3500. — Verhalten in der Wärme: Ausdehnung von 0—100° C = 1/588; beim Glühen an der Luft entsteht zuerst rothes Oxydul, dann schwarzes Oxyd (Kupferasche, Kupferhammerschlag), letzteres auch beim Verbrennen des Kupfers in hoher Temperatur mit grüner Flamme; beim Zusammenschmelzen mit Kieselsäure giebt Kupferoxyd rothes Kupferoxydulsilicat; schweissbar[1]) bei heller Rothgluth, schmilzt bei 1090° (nach Violle bei 1054°), fliesst dünn mit meergrüner Farbe, überzieht sich bei Luftzutritt mit hochrothem Kupferoxydul und vermag Wasserstoff, Kohlenwasserstoff, Kohlenoxydgas und schweflige Säure zu absorbiren, welche dasselbe porös machen, nicht aber Kohlensäure (S. 199, 226). Gashaltiges Kupfer steigt in den Formen (S. 198).

76. Einwirkung fremder Substanzen auf Kupfer.[2]) Das Raffinad enthält fremde Beimengungen, welche, wenn sie bis über eine gewisse Grenze gehen, einen schädlichen Einfluss ausüben können auf die elektrische Leitungsfähigkeit des Kupfers (P und As am meisten, aber auch Fe, Zn, Sn, Pb, Ag, Au; zu Telegraphendraht eignet sich am besten Kupfer vom Obernsee und galvanisch gefälltes Kupfer), Festigkeit (Roth- und Kaltbruch), Geschmeidigkeit, Bruchansehen, Farbe u. s. w. **Einwirkung v. Metallen, Oxyden, Metallsalzen u. s. w.**

Nach Hampe sind die fremden Metalle, mit Ausnahme des Ag, Co und Ni, im Kupfer nicht oder nur zum kleinsten Theile in regulinischer Form enthalten, sondern als saure und basische Oxyde, welche sich wieder zu Salzen vereinigt haben können. Es lösen sich z. B. antimon- und arsensaures Wismuthoxyd, Bleioxyd u. s. w. im geschmolzenen Kupfer in derselben Weise auf, wie Kupferoxydul, und in diesem Zustande wirken sie meist weniger schädlich, als im metallischen, welcher eintritt, wenn das Kupfer überpolt wird (S. 197, 230) das heisst, zu lange (etwa 5—10 Min.) mit reducirenden Agentien in Berührung bleibt; solches Kupfer kann roth- und kaltbrüchig werden,

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 456. 2) Analysirmethoden: Dingl. 163, 354. Hampe c. l.

namentlich bei einem Blei- und Wismuthgehalte (frei davon, kann das Kupfer ohne Schaden überpolt werden); kleine Mengen Arsen, Antimon, Nickel u. s. w. wirken, nach Hampe, weniger. Ueberpoltes Kupfer wird in Folge der Absorption von Kohlenoxyd und Kohlenwasserstoff blasig, die Blasenräume zeigen bei dem geringeren Sauerstoffgehalte gelbe Farbe bei stärkerem Glanze und bei sehr unreinem Kupfer eine ins Graue spielende Farbe.

Ein mehr oder weniger grosser Sauerstoffgehalt im Raffinad ist an die fremden Metalle gebunden und nur der Rest kommt auf Rechnung des Kupferoxyduls. Letzteres findet sich in geringerer Menge im Raffinad, als man früher annahm. Es enthielten z. B. die unreinen hammergaaren Kupfer von Oker 0.16—0.35, das weit reinere Mansfelder Gussraffinad 0.67 Proc. Kupferoxydul.

Früher nahm man irrthümlich an, dass ein Kupfer um so mehr Oxydul enthalten müsse, je unreiner es sei, um die schädliche Wirkung der fremden Metalle zu compensiren. Aber es ist nicht ein Mehrgehalt an Oxydul erforderlich, sondern ein Mehrgehalt an Sauerstoff, weil ein grösseres Quantum der in Oxyd oder Salzform vorhandenen Metalle offenbar mehr Sauerstoff bindet, als ein kleineres Quantum bei reineren Kupfern. Auch sonst stehen in Betreff der Schädlichkeit der einzelnen Beimengungen der Qualität und Quantität nach die Angaben Hampe's im Widerspruche mit älteren Beobachtungen.

Kupferoxydul.[1]) Dasselbe führt im Allgemeinen leichter Kaltbruch als Rothbruch herbei; solches enthaltendes Kupfer (S. 220) ist leichter schmelzbar, aber dickflüssiger, und dehnt sich weniger aus. Bei 0.05 Proc. O = 0.45 Proc. Cu_2O besitzt das Kupfer nur eine geringere Zähigkeit, aber keine wesentlich geringere Dehnbarkeit, als reines Kupfer; 0.1 Proc. O = 0.9 Proc. Cu_2O wirken wenig in der Kälte, in der Hitze gar nicht; 0.25 Proc. O = 2.25 Proc. Cu_2O lassen die Dehnbarkeit in der Kälte merklich abnehmen, ohne dass dieselbe doch geringer ist, als von gewöhnlichem, völlig brauchbaren Gussraffinad; 0.75 Proc. O = 6.7 Proc. Cu_2O, z. B. im übergaaren Mansfelder Raffinad, erzeugen Rothbruch. (H.)

Nach Karsten erzeugt 1.1 Proc. Cu_2O schon Kaltbruch, 1.5 Proc. Rothbruch. Im Gaarkupfer (S. 189) ist der Sauerstoffgehalt grösser. Abel[2]) fand darin 0.25 bis 3.5 Proc. Cu_2O, Dick in einem englischen Kupfer 9—10 Proc., Rammelsberg in absichtlich übergaar gemachtem Mansfelder Kupfer 15—19 Proc. und Eggertz in solchem schwedischen Kupfer 23—24 Proc. Cu_2O.

Blei. 0.15 Proc. Pb beeinträchtigen Zähigkeit und Dehnbarkeit des sonst reinen Kupfers nicht, sondern machen dasselbe ohne Rothbruch vorzüglich streckbar; erst 0.3 Proc. führen schwachen Rothbruch bei starker Ausplattung herbei, 0.4 Proc. und darüber sehr starken Rothbruch und deutlichen Kaltbruch, wobei jedoch das Kupfer sich noch sehr gut walzen lässt, aber mürbe ist und beim Biegen bricht oder aufblättert. Uebersteigt der Bleigehalt eine gewisse Grenze, so tritt eine Sonderung verschiedener Legirungen ein (über 0.45 und sehr stark bei 1 Proc. Pb). Bleioxyd-Kupferoxydul mit 0.35—0.4 Proc. Pb wirkt ungleich weniger auf Rothbruch, als metallisches Pb in gleicher Menge; ebenso verträgt Cu ohne wesentlichen Nachtheil einen grossen

---

1) Bestimmung des Kupferoxyduls in B. u. h. Ztg. 1878, S. 44, 180. 2) Polyt. Centr. 1864, S. 904.



Gehalt an arsensaurem Bleioxyd, wird aber nach der Reduction desselben, beim Ueberpolen, rothbrüchig, wenn das eingemengte Quantum mindestens 0.3—0.4 Proc. Pb enthält. (H.)

Nach älteren Angaben erzeugen 0.1—0.3 Proc. Pb Roth- und Kaltbruch und 0.1 Proc. macht das Kupfer zur Messingdrahtfabrikation untauglich, nicht aber zum Hämmern und Walzen; ein Bleigehalt schwächt die Leitungsfähigkeit für Elektricität.

Arsen.[1]) Arsensaures Kupferoxydul wirkt auf chemisch reines Kupfer wie ein fremder Körper, der auf mechanischem Wege den Zusammenhang der Moleküle lockert. Bei kleinen Mengen zeigt sich nur Verminderung der Zähigkeit, bei grösseren Kaltbruch und schliesslich auch Rothbruch. Kupfer mit 0.4 Proc. des Salzes (0.1 Proc. As und 0.08 Proc. O) zeigt Eigenschaften wie vorzügliches Raffinad, 2 Proc. = 0.55 Proc. As machen stark kaltbrüchig und hart, auch schon etwas rothbrüchig und unanwendbar. Nach Reduction des Salzes verbesserte sich das Metall und wurde zäher. Bei 0.5 Proc. As zeigte sich noch kein Rothbruch, sondern erst bei 1 Proc., dann aber noch kein Kaltbruch. (H.)

Aeltere Angaben sind völlig abweichend, nach denen schon Tausendtheile, ähnlich wie Antimon, die Festigkeit in der Kälte und in der Wärme wesentlich beeinträchtigen sollen; As lässt sich leichter entfernen, als Antimon.[2])

Antimon. Kupfer ist gegen arsensaures Kupferoxydul empfindlicher, als gegen antimonsaures; aber metallisches Antimon giebt bei gleichen Mengen ebenso zähe und dehnbare Legirungen, wie Arsen, und es liegt die Grenze für Rothbruch bei Antimon niedriger, wie bei Arsen. Bei einem Salze, welches 0.5 Proc. Sb und 0.188 Proc. O enthält, war Kupfer weder kalt- noch rothbrüchig, sogar dehnbarer als die meisten Handelsraffinade; nach dem Reduciren im Wasserstoffstrome nimmt die Zähigkeit zu, aber bei 0.5 Proc. ist bereits Neigung zum Rothbruche vorhanden. (H.)

Ganz abweichend hiervon macht nach älteren Angaben $^1/_{1000}$ Sb das Kupfer zur Herstellung von Messingdraht und Messingblech ungeeignet, nicht aber zum Walzen. Nach anderen Angaben sollen 30 Unz. Sb in 1 t Cu (nahe $^1/_{1000}$) beim Walzen rissige Ränder erzeugen, während sich Stefanshütter[3]) Cu mit 0.01 Proc. Sb ohne Kantenrisse schmieden und zu feinen Blechen walzen liess. Mit Ni zusammen wirkt nach Kleinschmidt[4]) das Sb schädlicher, als für sich.

Wismuth. Das Metall übt schon in äusserst geringen Mengen einen schädlichen Einfluss auf die Dehnbarkeit, und zwar in der Hitze mehr (z. B. 0.02 Proc.), als in der Kälte (0.02 Proc. noch nicht). Bei 0.05 Proc. zeigt sich deutlicher Kaltbruch und sehr starker Rothbruch, bei 0.1 Proc. starker Kaltbruch und derart Rothbruch, dass das Cu in Hellrothgluth zerbröckelt und bei noch höherer Temperatur bei Hammerschlägen darauf umherfliegt. Wismuthoxyd bleibt beim Zusammenschmelzen des Kupfers damit im Kohlensäurestrome mechanisch darin vertheilt und wirkt nur etwas weniger schädlich, als das Metall, namentlich in der Kälte. 0.2 Proc. antimonsaures Wismuthoxyd mit

1) Dingl. 169, 200. Erdm. J. 91, 47. 2) Erkennung u. Entfernung eines Arsengehaltes: Dingl. 169, 200; Erdm. J. f. pr. Chemie 91, 47. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 11. 4) Ebend. 1866, S. 135; 1868, S. 260.



0.06 Proc. Bi verändern die Eigenschaften des Kupfers kaum; erst bei 0.7 Proc. zeigt sich Kalt- und Rothbruch. Unterwirft man solche in jeder Temperatur vorzüglich dehnbare Verbindungen einem reducirenden Schmelzen, so werden sie bei kleinen Gehalten nur rothbrüchig, bei hohen kaltbrüchig. Die gleichzeitige Gegenwart von Sb vermindert den schädlichen Einfluss des Bi erheblich.

Ueberpoltes Kupfer ist bald rothbrüchig, bald nicht, und zwar rothbrüchig, wenn dasselbe antimon- oder arsensaure Salze von Blei- oder Wismuthoxyd enthält, die sich beim Ueberpolen reduciren, während von solchen Salzen freies Kupfer durch Ueberpolen wohl blasig und beim Aushämmern unganz wird, aber nicht rothbrüchig. (H.)

Nach älteren Angaben[1]) schadet $^1/_{1000}$ Bi schon der Dehnbarkeit des Kupfers, und es kommen mit Kupfererzen, namentlich auch mit englischen, häufiger wismuthhaltige Mineralien vor.[2])

Nickel. Nach älteren Angaben machen 0.2—0.3 Proc. Ni das Kupfer weniger zur Darstellung von Messing, als von Neusilber brauchbar.[3]) Noch gut nutzbares Kupfer mit 0.1—04 Proc. Sb erhielt unter dem Hammer Risse, wenn der Nickelgehalt bis 0.1 Proc. stieg (S. 229). Bei Abwesenheit von Ni kann der Antimongehalt noch grösser sein, ohne so schädlich zu wirken, wie in geringerer Menge gemeinschaftlich mit Ni. Bei grösserem Nickelgehalte wird das Kupfer stark blasig.[4])

Silber scheint die Festigkeit und Dehnbarkeit des Kupfers wenig zu verändern, wenigstens noch nicht bei 0.8 Proc.

Zink. Schon 0.6 Proc. Zink erzeugen nach älteren Angaben Rothbruch, weniger Kaltbruch, während manche Legirungen des Kupfers mit Zink (schmiedbares Messing) in gewissen Temperaturgrenzen geschmeidig sind.

Zinn wirkt nach älteren Angaben weniger schädlich, als Wismuth, indem ein Gehalt von 0.3 Proc. das Kupfer noch nicht merklich kaltbrüchig macht.

Eisen[5]) findet sich in den besten Kupfersorten bis zu 0.15 Proc., ist weniger schädlich als Blei, macht aber in grösserer Menge das Kupfer hart und brüchig.

Aluminium[6]) verhindert schon bei 1 Proc. die Oxydation des flüssigen Kupfers, macht dasselbe härter, zäher und dehnbarer.

Kupferglimmer, $6\,Cu_2O, Sb_2O_5 + 8\,NiO, Sb_2O_5$ (S. 186). 0.726 Proc. davon mit Kupfer geschmolzen zeigte dieses in Hitze und Kälte vorzügliche Streckbarkeit, dagegen war die Zähigkeit nicht so gross, wie die des reinen Kupfers. Nach der Reduction im Wasserstoffstrome war das Product (99.685 Cu, 0.166 Sb, 0.164 Ni) sowohl in Hitze als Kälte zäher. Bei 1.44 Proc. Glimmer zeigte sich das Kupfer leichtbrüchig, mit dunkelrothem, ungleichmässigem Bruche und gelbfleckig, der Zusammenhang mechanisch unterbrochen; nach der Reduction homogen, erst bei der zweiten Biegung brechend, feinkörnig bis sehnig, schön glänzend, in der Kälte fast dehnbar, wie reines Kupfer, nur etwas härter. Mengen von 0.3 Proc. Sb und Ni beeinträchtigen,

1) Bgwfd. 17, 641. Dingl. 163, 356. B. u. h. Ztg. 1854, S. 269. 2) Polyt. Contr. 1862, S. 410. 3) Bgwfd. 10, 331; 12, 223. Erdm. J. 42, 189. 4) Künzel, Bronzelegirungen 1875, S. 41. 5) Erkennung eines geringen Eisengehaltes in Dingl. 169, 200. 6) Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 21, Lief. 5; 1875, Bd. 22, S. 93 (Tissier).

entgegengesetzt den obigen älteren Angaben (S. 230), die Dehnbarkeit des Kupfers in der Kälte nicht, wohl aber in Weissgluth. (H.)

Schwefel, im Raffinad nicht als Schwefelkupfer, sondern als schweflige Säure vorkommend (S. 217), wirkt als Cu_2S auf Kaltbruch; bei 0.05 Proc. S ist das Kupfer noch dehnbarer, als gewöhnliches Raffinad, selbst bei 0.25 Proc. noch ziemlich dehnbar, aber bei 0.5 Proc. stark kaltbrüchig, aber nicht rothbrüchig, bei grosser Weichheit. (H.)

Kohlenstoff wird von Kupfer nicht aufgenommen.

Phosphor erhöht Schmelzbarkeit, Zähigkeit und Härte (S. 219).

Silicium, beim Hammergaarmachen durch Zusammenwirken von Kupfer, Herdmaterial und Kohle entstehend, macht das Kupfer spröder, weisser, schmelzbarer und bei 1.82 Proc. in der Hitze brüchig; 5.2 Proc. machen das Kupfer gelblich-weiss und sehr brüchig.

Chlor[1]), von Künzel in auf nassem Wege bei Anwendung von Salzsäure erzeugtem und geschmolzenem Kupfer gefunden, machte dasselbe beim Auswalzen rissig.

Die schärfste technische Probe auf die Qualität des Kupfers besteht darin, dass man dasselbe mit reinem Zink in Messing verwandelt und dieses über einem Dorn zu Röhren zieht. Zeigen sich hierbei keine Risse, so ist das Kupfer von bester Qualität. Messingrohre, aus unreinerem Kupfer legirt, sind so spröde, dass sie meist beim ersten Zuge vollständig abreissen. Zur Unterscheidung höherer Feinheitsgrade des Kupfers wird diese Probe noch in der Weise ausgeführt, dass nach erfolgter Feststellung der Haltbarkeit der Rohre aus dem Probekupfer dieses mit steigenden Mengen eines geringeren (nicht ausreichenden) Kupfers versetzt wird, bis die Haltbarkeitsgrenze erreicht ist. Sonstige Prüfungsmethoden des Kupfers auf Festigkeit und Zähigkeit sind S. 218 angegeben.

Zweiter Theil. Nasse Processe.

77. Allgemeines. Wie bereits (S. 131) bemerkt, sind das Hauptmaterial für den nassen Weg in erster Reihe arme oxydische und auch wohl arme geschwefelte Erze mit in Säuren unlöslichen Gangarten, sowie ärmere und reichere Erze und Producte, aus denen Gold oder Silber abgeschieden werden soll. (Von letzteren Processen, z. B. in Freiberg, auf dem Oberharze u. s. w. üblich, wird beim Silber die Rede sein.) Anwendbarkeit.

In Säuren lösliche Beimengungen (Kalk, Spatheisenstein u. s. w.) können schon bei einigen Procenten den Process unvortheilhaft machen (Eifel[2]), Twiste[3])); Versuche, den Kalk im gebrannten Zustande von oxydirtem oder auch zu Metall reducirtem Kupfer abzuschlämmen oder als Auflösungsmittel dafür Chloride und Sulfate von Eisen, Ammoniak, schwefligsaure und unterschwefligsaure Salze u. a. anzuwenden, haben keine praktische Bedeutung erlangt.[4])

---

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 6. 2) Ebend. 1862, S. 140, 229. 3) Ebend. 1859, S. 412; 1860, S. 27, 111; 1862, S. 191. 4) Kerl, Met. 2, 580. B. u. h. Ztg. 1862, S. 182, 229; 1868, S. 60, 414.

Manipulationen.

Die nasse Kupfergewinnung kann nachstehende Operationen [1]) erfordern: Das Löslichmachen des Kupfers in oxydischen oder vorher gerösteten geschwefelten Erzen, das Auslaugen der dabei gebildeten Kupfersalze, das Fällen des Kupfers aus den nöthigenfalls vorher gereinigten Laugen, die weitere Verarbeitung des kupferhaltigen Niederschlages und zuweilen auch der rückständigen Laugen von der Fällung (auf Eisenvitriol, schwefelsaures Natron u. s. w.) auf Handelsproducte.

Löslichmachen des Kupfers.

78. Versetzen des Kupfers in löslichen Zustand. Zuweilen wird das Kupfer schon in löslichem Zustande aus den Gruben als natürliches Cementwasser [2]) gefördert, durch Verwitterung geschwefelter Kupfererze entstanden (Schmöllnitz, Riotinto, Wicklow, Maidanpek, Insel Anglesea, Rammelsberg); meist bedarf es aber erst einer Löslichmachung desselben. Das Verfahren dabei weicht ab, je nachdem die zu behandelnde Substanz im oxydirten, geschwefelten oder legirten Zustande vorhanden.

A. Geschwefelte Erze und Producte können erleiden:

Verwitterung.

1. Verwitterung [3]), indem man zu Halden aufgestürzte Erze dem Einflusse der Atmosphärilien aussetzt (Schmöllnitz, Riotinto, Rammelsberg) und Sulfate daraus sich erzeugen lässt.

Oxydirende Röstung.

2. Oxydirende Röstung [4]), behufs Bildung von schwefelsauren Salzen, die sich in Wasser lösen, oder von in Säuren u. s. w. löslichen Oxyden. Ersteres Verfahren, durch blosse Röstung ohne Kochsalzzusatz alles Kupfer als Sulfat im Wasser löslich zu machen, gelingt schwierig, und es bleiben leicht reiche Rückstände, häufig mit der Hälfte des vorhandenen Kupfers (Huelva, Riotinto). Ein Zusatz von Natronsulfat beim Rösten begünstigt die Kupfersulfatbildung (Monnier); auch schlägt man Kalk (Snowdonprocess) oder Schwefelkies beim Rösten zu. Die Röstung führt, allerdings mit Aufwand an Brennmaterial, rascher zum Ziele, als das Verwittern, welches auch künstlich in der Grube veranlasst wird (Schmöllnitz).

Die Röstung kann geschehen

a) in Flammöfen, je nach dem Schwefelgehalte der Erze ohne oder mit Zuschlag von Schwefelkies oder Eisenvitriol (Methode von Bischof [5]) und Gaultier de Claubry [6]); Darstellung von Kupfervitriol zu Ducktown [7]) durch Röstung von Kupfersteinen im Parkes'schen Doppelofen (S. 150) unter Wasserdampfzuführung, oder von schwefelsaurem Natron [8]) (Monnier's Process). Namentlich Speisen müssen mit Schwefelkies geröstet werden (Stefanshütte) [9]);

b) in Stadeln (Schmöllnitz, Mühlbach) und Haufen (Schmöllnitz, Riotinto, Huelva [10]), Agordo, Wicklow), seltener in Schachtöfen (Linz, Gossage's Methode [11]), Bottino, Stetefeldt's Ofen [12])). Man röstet auch kupferhaltige Bleisteine [13]), sowie Schwefelkupfer enthaltende Schlacken. [14]) Beim Rösten in Haufen erzeugt sich viel schwefelsaures Eisenoxyd (z. B. beim Kernrösten zu Riotinto), welches beim Fällen des Kupfers zu einem grossen Eisenverbrauche Veranlassung giebt; beim Rösten in Schacht- und Flammöfen wird das Eisensulfat grossentheils zerlegt.

---

1) Dingl. 231, 254, 357, 428 (Bode). 2) Oest. Ztschr. 1867, Nr. 9. B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 3) Kerl, Met. 2, 580. Oest. Ztschr. 1860, S. 290. B. u. h. Ztg. 1856, S. 219; 1861, S. 394; 1868, S. 139; 1874, S. 330. Journ. of the Chem. Soc. of London. N. Ser. 5, 306. Erdm. J. f. pr. Chem. 99, 103. 4) Kerl, Met. 2, 582. 5) B. u. h. Ztg. 1862, S. 328. 6) Dingl. 98, 31. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 249; 1867, S. 8. 8) Ebend. 1870, S. 449; 1872, S. 403. Dingl. 206, 331; 225, 281. 9) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 10) Ebend. 1865, S. 202. Dingl. 206, 284. 11) B. u. h. Ztg. 1860, S. 256. 12) Ebend. 1871, S. 66; 1876, S. 142. 13) Ebend. 1845, S. 172; 1852, S. 503; 1868, S. 205. 14) Oest. Ztschr. 1857, S. 323. Berggeist 1867, Nr. 27.

3. Chloration auf trockenem Wege. Chlorirendes Rösten noch hinreichend Schwefel enthaltender Substanzen mit Kochsalz zur Umwandlung des Kupfers in Chlorür und Chlorid, letzteres sowie gebildetes Sulfat in Wasser, ersteres und erzeugtes Oxyd in Säuren löslich, das Chlorür auch in Chloralkalien, Chlorcalcium, Chlormagnesium, Chlorzink, Manganchlorür, Kobaltchlorür, Eisenchlorür und Kupferchlorid.[1]) Verflüchtigtes Kupferchlorid wird in Thürmen mit feucht erhaltenen Steinen, Kieseln oder Cokes nebst sauren Dämpfen condensirt. Als Chlorationsmittel verwendet man hauptsächlich Kochsalz; auch sind Salzsäure[2]) und Chlormagnesium[3]) empfohlen. Chlorirende Röstung.

Geschichtliches. Das Verfahren[4]) der Röstung schwefelhaltiger Erze mit Kochsalz ist schon in früheren Zeiten von Orschall, Longmaid[5]) (1852), Maumené, Hähner[6]), Bechi und Haupt[7]) (1856), Phillips[8]) (1859) u. A. in Anwendung gebracht oder empfohlen, jedoch erst durch die Versuche von Schaffner[9]) (1862) hinsichtlich der dabei stattfindenden Vorgänge richtig gestellt und neuerdings von Henderson in England[10]) für die kupferarmen Kiesabbrände der Schwefelsäurefabriken wieder eingeführt (daher wohl Henderson'scher Process genannt).

Zum Auslaugen des chlorirten Röstgutes dienen gewöhnlich die Endlaugen von der Kupferfällung, welche neben Eisenchlorür schwefelsaure und Chloralkalien enthalten. Von der Lauge wird das in Wasser leicht lösliche Kupferchlorid rasch aufgenommen; das in Wasser schwer lösliche Kupferchlorür löst sich in den Chloralkalien in der Wärme ohne Schwierigkeit, während das Kupferoxyd sich mit dem Eisenchlorür in Eisenoxyd, Kupferchlorür und Chlorid umsetzt ($2\,Fe\,Cl_2 + 3\,Cu\,O = Cu_2\,Cl_2 + Cu\,Cl_2 + Fe_2\,O_3$). Da der letztere Vorgang längere Zeit und eine mit Kosten verbundene innige mechanische Mischung von Lauge und Röstgut erfordert, so erreicht man das Ziel meist vollkommener, wenn man die Hauptmasse des Kupfers mit der Endlauge wegnimmt und das als Oxyd Zurückbleibende mit verdünnten Säuren in Lösung bringt (Oker). Während in den Abbränden enthaltenes Schwefeleisen beim chlorirenden Rösten leicht in Eisenoxyd übergeht, so entzieht sich das darin enthaltene Halbschwefelkupfer (Kupferkies) theilweise der Röstung, welches sich dann auch in Chloralkalien und verdünnten Säuren nicht löst, weshalb sich für diesen Process reichere Kupfererze (in Oker solche bis zu 8 Proc. Kupfergehalt) nicht eignen und besser verschmolzen werden.

Zum Rösten[11]) dienen Röstöfen.

a) Flammöfen mit directer Feuerung, welche aber leicht eine Ueberhitzung des Materiales und in Folge dessen reiche Rückstände zulassen; nur wenig in Anwendung.

b) Muffelöfen, erfordern viel Brennstoff (das 1½—2fache), gestatten aber eine sichere Leitung des Processes (Tharsis Sulfur and Copper Co.).

c) Combinirte Muffel- und Flammöfen in der Art, dass die Flamme von einer Gasfeuerung unter der Ofensohle durch und dann über den Herd streicht (Lancashire, Oker[12])), oder dass die Flamme bei gewöhnlicher directer Feuerung vom Roste über die Feuerbrücke zieht, von dieser aber bis zur halben Ofenlänge über ein Schutzgewölbe geht, welches das der Feuerbrücke zunächst liegende Erz vor Ueberhitzung schützt (Bede Metal Works). Oefen dieser Art sind etwa 6 m lang und 2.7 m breit und fassen zwei Chargen, jede von 1422 kg mit durch-

1) Dingl. 196, 132, 136 (Hunt). 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 3) Polyt. Centr. 1861, S. 1306. 4) Kerl, Met. 2, 589. Dingl. 231, 259. 5) Leoben. Jahrb. 1852, S. 157. 6) B. u. h. Ztg. 1857, S. 34, 88, 182. 7) Ebend. 1858, S. 89. 8) Ebend. 1859, S. 447. 9) Ebend. 1862, S. 175, 181. Kerl, Met. 2, 591. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 424; 1871, S. 119; 1872, S. 147, 345. Dingl. 204, 288. 11) B. u. h. Ztg. 1872, S. 148. Dingl. 204, 294; 215, 343. 12) Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 7.

schnittlich $7^1/_2$ Proc. Kochsalz, welchem je nach der Menge Schwefel meist noch bis 5 Proc. Salz nachgesetzt werden müssen. Man braucht zuweilen im Ganzen 15—20 Proc. Salz. Röstdauer etwa 8 Stunden.

d) Rotirende Oefen[1]) von Gibb und Gelstharp (Fig. 104, 105), zwar theuer in der Anlage, aber sonst am vortheilhaftesten (Bede Metal Works).

Arbeitsverfahren.

Man beschickt den Ofen mittelst eines Rumpfes, und das Ausräumen geschieht durch parallele Eisenplatten, welche in schiefer Richtung über einer radialen Linie auf der dem Pfluge entgegengesetzten Seite des Ofens angebracht sind. Der Herd rotirt zweimal pro Min. und der Pflug legt seinen Weg in $7^1/_2$ Min. zurück. Chargen von 5080 kg Erz, denen nur einmal etwa $7^1/_2$ Proc. Kochsalz zugesetzt werden. Röstdauer gegen 9 Stunden. Diese mechanischen Oefen verdrängen die vorhergehenden Handöfen immer mehr, indem sie bei billigerer Arbeit eine gleichmässigere Erhitzung und vollkommenere Röstung gestatten, auch wegen des geringeren Kochsalzzusatzes nach dem Ausfällen des Kupfers durch Schwefelwasserstoff Laugen liefern, welche ein verhältnissmässig reines, von Kochsalz freieres Natronsulfat für die Sodabereitung geben. Wesentliche Erfordernisse für das Gelingen des Röstprocesses sind: ein nicht zu grosser Kupfergehalt, weil bei mehr als 8 Proc. davon der Verbrauch an Kochsalz steigt und sich der Process vertheuert, auch das Kupfer demnächst unvollkommen ausgelaugt wird (S. 233); ein dem Kupfergehalte höchstens gleicher Schwefelgehalt, da sonst Kochsalzverbrauch und Dauer der Röstzeit steigen; dann vor Allem eine nicht zu hohe, gleichmässige Temperatur, welche kaum bis zur Rothgluth steigen darf, damit nicht durch Ueberhitzung eine zu starke Zersetzung der gebildeten Kupfersalze eintritt, sich namentlich nicht zu viel Kupferchlorür erzeugt.

Erfordernisse des Processes.

Theorie.

Bei der Röstung sollen die Schwefelmetalle zunächst in Sulfate und das Eisensulfat unter Verflüchtigung der Schwefelsäure in Eisenoxyd umgewandelt werden, während das unzersetzte Kupfersulfat mit dem Kochsalze in Wasser lösliches Kupferchlorid bildet. Bei zu hoher Temperatur giebt Kupfersulfat Kupferoxyd und Kupferchlorid Chlorür, beide nur in Säuren, letzteres auch in Chlormetallen löslich. Flüchtige Chlorverbindungen von Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w. nebst salzsaurem Gase werden in aus Chamottesteinen oder unten aus Sandstein und oben aus Blei errichteten Condensationsthürmen, z. B. von 12 m Höhe bei 2.5 m im Qu., mit einer feuchtgehaltenen Füllung von Chamottesteinen und Cokes versehen, condensirt, und die saure Flüssigkeit dient demnächst zur Extraction der in Wasser unlöslichen Kupferverbindungen im Röstgute. Zink, Mangan, Silber und Nickel gehen in Chlorverbindungen über. Im Gegensatze zu dem Henderson'schen Verfahren, bei welchem alles Kupfer als Chlorverbindung verflüchtigt werden soll, hält man die Temperatur beim Gibb'schen Verfahren sehr niedrig. Vor allen Handöfen hat nun der mechanische Ofen den grossen Vorzug, dass derselbe ohne eines Bedarfes an geschickten Arbeitern wegen sehr gleichmässiger Röstung in niedriger Temperatur das meiste Kupfer in in Wasser löslichen Verbindungen liefert, so dass man nur wenig von der unreinen sauren Condensationsflüssigkeit, welche das Fällkupfer verunreinigt, zur Extraction des unlöslichen Kupfers anzuwenden braucht.

Röstkennzeichen.

Zur Erkennung der vollendeten Röstung nimmt man Proben, wäscht dieselben mit Wasser, dann mit verdünnter Salzsäure aus, kocht den Rückstand mit Königswasser, fügt zur Lösung Ammoniak, lässt absetzen und beobachtet die Farbenintensität. Nimmt man immer Probelöffel von demselben Inhalte und Absatzgläser von gleicher Grösse und Gestalt, so erhält man eine für die Praxis hinreichend genaue Farbenreaction.

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 148, 309; 1875, S. 62, 119.

Vergleichende Versuche mit verschiedenen Oefen ergaben folgende Resultate: Rösterfolg.

	Kiesrückst.	Geröstetes Erz. Mech. Ofen.	Handöfen.
Kupfer, löslich in Wasser	37.8	91.1	63.2
„ „ „ Salzsäure	20.6	6.3	33.2
„ unlöslich	41.6	2.6	3.6

Die Röstrückstände, vorwaltend aus Eisenoxyd bestehend, verwendet man zur Eisenerzeugung (in Puddelöfen, Hohöfen und für Eisenschwamm) oder zur Entschwefelung von Bleiglanz (Oker'sche Rückstände auf Oberharzer Hütten). Bei einem Bleigehalte der Erze enthalten die Rückstände für die Eisenerzeugung schädliches Bleisulfat, welches sich nach Schaffner[1]) denselben durch eine Chlorcalciumlösung von 40° C. Wärme und 6—8° B. Concentration unter Zusatz von etwas Salzsäure entziehen lässt. Hierbei werden auch die letzten Reste von Silber und Kupfer entfernt und scheiden sich neben Blei ab, wenn man die Lauge über metallisches Eisen fliessen lässt.

4. Chloration auf nassem Wege. Die hierzu in Vorschlag gebrachten Methoden scheinen wenig Eingang gefunden zu haben. Es soll sich dabei Kupferchlorür bilden, welches in Salzsäure und Kochsalzlauge löslich ist oder an der Luft in in Wasser lösliches Chlorid übergeht. Nasse Chloration.

Extraction gerösteter kupferarmer Schwefelkiese erst mit Wasser, dann mit Eisenchlorid und Salzsäure nach Gossage[2]); Befeuchten von Kies mit Kochsalzlösung oder Salmiaklösung[3]) und Stehenlassen an der Luft nach Richardson[4]) u. s. w.; nach Kopp[5]) und Chalandre: Behandlung der Schwefelmetalle mit Eisenchlorid und Kochsalzlösung, Besprengen der Kiesabbrände mit Kochsalzlösung und Salzsäure unter Einfluss von Luft und Feuchtigkeit; Befeuchten von feingepulverten Erzen, z. B. Kupferglanz mit concentrirter Salzsäure[6]) und Liegenlassen an der Luft; nach Jezler[7]) Behandeln von Schwefelkiesabbränden mit heisser Salzsäure von 2—3° B., wobei wirksames Eisenchlorid entsteht; nach Whelply und Storer[8]) Fallenlassen der im Schachtofen gerösteten Erze in ein Bad von Chlornatrium und Chlorcalcium unter Bildung von Chlorkupfer und Kalksulfat, bez. Natronsulfat, Beseitigung von Eisenchlorür und Gyps und Fällung des Kupfers durch Kalkmilch behufs Wiedererlangung von Chlorcalcium; nach Gurlt[9]): Besprengen von Kiesklein und Feuchthalten mit Kochsalzlauge und Schwefelsäure, wobei gebildetes Kupferoxychlorid als energisches Oxydationsmittel auftritt für Schwefelkupfer; auch Laugen von der Kupferfällung durch Eisen eignen sich sehr zum Anfeuchten (Duisburger Hütte); Stella[10]) behandelt chlorirend geröstete Erze mit Seewasser und Schwefelsäure. Nach Emmens[11]): Rösten der Erze mit Flussspath, Auslaugen unter Zusatz von Kochsalz oder Salpeter, dann Schwefelsäure zur Entbindung von Salzsäure oder Salpetersäure; nach Krassinsky und Wissoq[12]): Rösten mit Wasserdampf, Auslaugen mit Kochsalzlösung, Auskrystallisiren von Glaubersalz und Fällen mit Kalk. Beispiele.

B. Oxydirte Erze. Zur Ausziehung des Kupfers aus oxydischen, todtgerösteten geschwefelten oder aus gesäuerten Erzen wendet man hauptsächlich folgende Mittel an: Oxydirte Erze.

1. Säuren, und zwar Säuren.

a) Säuren im wässrigen Zustande. Wie bemerkt (S. 231) müssen die Erze möglichst frei von sonst in Säure löslichen Substanzen (Kalk, Eisenerze u. s. w.) sein. Die Auswahl von verdünnter Salz- oder Schwefelsäure richtet sich hauptsächlich nach ihrem Preise; meist ist erstere billiger, giebt weniger leicht, doch aber bei Abwesen-

1) B. u. h. Ztg. 1880, S. 1. 2) Ebend. 1860, S. 256. 3) Dingl. 164, 185. 4) B. u. h. Ztg. 1861, S. 8; 1866, S. 134. 5) Polyt. Centr. 1870, S. 1426. Dingl. 199, 403; 200, 335; 231, 260. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 175. 7) Dingl. 217, 458. 8) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1873, S. 638. 9) B. u. h. Ztg. 1878, S. 428; 1879, S. 188. 10) Wagn. Jahresber. 1876, S. 184. 11) Dingl. 231, 262. 12) Ebend. 231, 262.

heit von Chlornatrium noch immer merkliche Mengen von das Fällkupfer verunreinigenden basischen Salzen [1]), aber ein schwieriger zu verwerthendes Nebenproduct (Eisenchlorür und Chlorid). Schwefelsäure dagegen erzeugt leichter basische Salze, liefert aber nutzbaren Eisenvitriol und zieht aus einem Gemenge von Eisen- und Kupferoxyd vorwaltend nur letzteres aus. Man löst in der Salzsäure wohl Natronsalpeter auf (Spence's Verfahren). Rothkupfererz setzt man zweckmässig mit Säure getränkt einige Zeit der Luft aus; arsensaures Kupferoxyd (Alterley Edge[2])) löst sich leichter als phosphorsaures und kieselsaures (Virneberg bei Linz).

Anwendung von Schwefelsäure für Malachit bei Marseille[3]), für in Schachtöfen geröstete Erze nach Levi's Methode[4]), Rückstände von der Schwarzkupfer-Amalgamation zu Schmöllnitz[5]), Röstrückstände von Kiesen in Lancashire[6]) und Nevada[7]), für Schlacken[8]), Glühen eines Gemenges von Schwefelkiesrückständen und Schwefelsäure bis zur Zersetzung des Eisensulfates, Auslaugen des Kupfer- und Silbersulfates[9]); Rösten von Gold und Kupfer enthaltenden Kiesen im Stetefeldtofen, Auslaugen des Röstgutes mit saurem Wasser, Fällen des Kupfers durch Eisen und Amalgamation der goldhaltigen Rückstände.[10]) — Salzsäure zu Sterner Hütte[11]) und zu Stadtbergen[12]) für oxydische Erze, für geröstete Fahlerze nach den Methoden von Escalle[13]), Triplier[14]) und Spence.[15])

b) Dampfförmige Säuren. Dieselben können bei besonderen lokalen, namentlich Transportverhältnissen ökonomische Vortheile gewähren und greifen das Erz häufig energischer an, als flüssige Säuren (Rheinbreitenbach), erfordern aber gewöhnlich complicirtere Apparate. Seltener kommen salzsaure Dämpfe aus Sodafabriken (Clement's Methode[16])) oder durch Befeuchten des Erzes mit concentrirter Salzsäure und Erhitzen erzeugt[17]), als schweflige Säure zur Anwendung, welche letztere durch Rösten von Schwefelkies, Kupferkies oder Zinkblende erfolgt und im Gemische mit Wasserdampf und Luft unter den Rost von gemauerten Angriffskästen geleitet wird, auf welchem die oxydischen Erze liegen (Stadtbergen[18]), Linz[19]), Skrofia[20])). In Berührung mit den Oxyden geht die schweflige Säure bei Luftzutritt durch Contactwirkung in Schwefelsäure über.

Das Rösten der Stückkiese geschieht in Kilns, der Schliege wohl in Gerstenhöfer's Ofen und der pulverförmigen Blende in Gefässöfen (Linz, Stadtbergen).

Eisensalze. 2. Eisensulfat oder Chloreisen enthaltende Flüssigkeiten. Dieselben erfolgen als Mutterlaugen vom Ausfällen des Kupfers aus schwefel- oder salzsaurer Lösung durch Eisen und sind auch noch wegen meist darin enthaltener freier Säure wirksam. Ihre Wirkung beruht im Wesentlichen auf folgenden Reactionen[21]):

a) $Fe_2O_3, 3SO_3 + Cu_2O + H_2O = 2(CuO, SO_3) + Fe_2O_3, SO_3 + H_2$.
b) $Fe_2O_3, 3SO_3 + CuO = CuO, SO_3 + Fe_2O_3, 2SO_3$.
c) $3(FeO, SO_3) + CuO + H_2O = CuO, SO_3 + FeO, SO_3 + Fe_2O_3, SO_3 + H_2$.
d) $2FeCl_2 + 3CuO = Cu_2Cl_2 + CuCl_2 + Fe_2O_3$.

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 40; 1871, S. 66. 2) Ebend. 1862, S. 18. 3) Ebend. 1859, S. 207; 1862, S. 145. 4) Ebend. 1858, S. 217. Oest. Ztschr. 1858, S. 248. 5) Oest. Ztschr. 1859, S. 331; 1860, S. 351. 6) B. u. h. Ztg. 1863, S. 140. 7) Ebend. 1871, S. 66. 8) Dingl. 184, 137. 9) Wagn. Jahresber. 1867, S. 90. 10) B. u. h. Ztg. 1876, S. 142. 11) Ebend. 1860, S. 191. 12) Oest. Ztschr. 1871, S. 108. 13) B. u. h. Ztg. 1859, S. 243. 14) Ebend. 1852, S. 144. Oest. Ztschr. 1857, S. 279. 15) B. u. h. Ztg. 1862, S. 148. 16) Berggeist 1858, S. 203. 17) B. u. h. Ztg. 1862, S. 175, 181. 18) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1871, S. 108. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1872, S. 305. 19) B. u. h. Ztg. 1859, S. 107, 223, 438; 1860, S. 27, 191. 20) Ebend. 1872, S. 200. 21) Ebend. 1856, S. 226; 1862, S. 175, 181, 182.

e) $2\,FeCl_2 + 3\,Cu_2O = 2\,Cu + 2\,Cu_2Cl_2 + Fe_2O_3$.
f) $2\,Fe_2Cl_6 + 6\,CuO = 6\,CuCl_2 + 2\,Fe_2O_3$.
g) $CuCl_2 + Cu = Cu_2Cl_2$.

Auch Schwefelkupfer wird von Eisenoxydsulfat zerlegt:

h) $2(Fe_2O_3, 3\,SO_3) + Cu_2S = 4(FeO, SO_3) + 2(CuO, SO_3) + S$.

Das Verhalten des Chloreisens gegen basische Oxyde ist besonders durch Schaffner[1]) und H. Meyer[2]) erforscht und liegt den neueren Methoden von Hauch und von Hunt und Douglas zu Grunde.

In ähnlicher Weise wirken schwefelsaure Thonerde und Manganchlorür.[3]) Auf der Löslichkeit von metallischem Kupfer in Eisenoxydsulfat und Eisenchlorid (Formel h) beruht Mühlhen's Verfahren[4]), todtgerösteten armen Kupferkies unter Zusatz von Kohle zu glühen und das reducirte Kupfer mittelst Eisenchlorides zu extrahiren. Nach Hunt und Douglas ist Kupferchlorür löslich in Auflösungen von Chloralkalien, Chlorcalcium, Chlormagnesium, Chlorzink, Chlormangan, Kobaltchlorür, Eisenchlorür und Kupferchlorid, und es setzen sich Eisenchlorür und Kupferoxyd in Eisenoxyd, Kupferchlorid und Chlorür (Formel d) um, welches letztere bei Anwesenheit von Kochsalz, oder nach Hauch[5]) rascher von Salzsäure. in Lösung geht. Auf diesen Reactionen beruht der in den Ver. Staaten durch Hunt und Douglas eingeführte Process[6]) der Kupfergewinnung, oxydische oder geröstete, von Kalk und Magnesia möglichst freie Erze mit einer neutralen Lösung von Eisenchlorür und Kochsalz zu behandeln und aus der entstehenden Lösung des Kupferchlorürs in Chlornatrium das Kupfer durch verhältnissmässig wenig Eisen auszuscheiden, wobei wieder Eisenchlorür gewonnen wird ($Cu_2Cl_2 + Fe = 2\,Cu + FeCl_2$) und das Bad nur zeitweilig durch Hinzuthun eines Gemisches von Eisenvitriol und Kochsalz ergänzt zu werden braucht. Erze mit viel Kupferoxydul müssen zur Ueberführung in Oxyd gebrannt werden, weil sich sonst metallisches Kupfer ausscheidet (Formel e), welches allerdings bei Anwesenheit von Kupferchlorid wieder gelöst werden könnte (Formel g). Auch Hauch[7]) hat, unabhängig von Hunt und Douglas, die von Schaffner und Meyer nachgewiesene Wirkung des Eisenchlorürs benutzt. Zu Stefanshütte[8]) werden nach diesem Verfahren mit Lechen geröstete Kupferspeisen, deren Mehle man entweder für sich oder mit Kochsalzlauge oder Fällmutterlauge befeuchtet und einige Zeit an der Luft liegen lässt, entkupfert, wobei sich der Reihe nach Ag, Cu, Ni und Co auflösen. Hunt[9]) glüht ein von Säuren nur schwer zersetzbares Kupfersilicat mit kohligen Substanzen in einem Doppelmuffelofen und zieht das entstandene metallische Kupfer mittelst Eisenchlorids aus. — Gallico[10]) röstet die mit Seewasser befeuchteten Erze und laugt mit Seewasser und Schwefelsäure aus.

Sonstige Lösungsmittel.

3. Sonstige Lösungsmittel. Als solche sind empfohlen, aber nicht immer mit Vortheil anwendbar befunden: Ammoniak[11]) und kohlensaures Ammoniak, Kochsalzlauge (zu Stefanshütte[12]) mit Erfolg angewandt, von King[13]) empfohlen), schwefligsaures und unterschwefligsaures Natron[14]) u. a.

Behandlung.

C. Legirungen. Die Behandlung derselben auf nassem Wege bezweckt entweder eine Abscheidung von Silber und Gold aus denselben (Schwefelsäureextraction am Ober- und Unterharze), die Darstellung von Kupfervitriol[15]) ohne eine solche oder eine Reinigung von Kupfer durch galvanische Wirkung.[16])

Laugung.

79. Auslaugung der löslichen Kupfersalze. Die Extraction der löslichen Kupferverbindungen mittelst Wassers (Sulfate), Säuren oder

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 175, 181. 2) Ebend. 1862, S. 182. 3) Ebend. 1863, S. 51. Wagn. Jahresber. 1878, S. 194. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439. 5) Ebend. 1877, S. 308. 6) Dingl. 196, 132, 136, 457. B. u. h. Ztg. 1866, S. 134; 1867, S. 250. The Engin. and Min. Journ., New-York 1872, Vol. 16, Nr. 1, 8, 9. 7) Dingl. 224, 230; 227, 210. 8) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82, 133, 142. 9) Dingl. 224, 510. 10) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1875, S. 1369. 11) Kerl, Met. 2, 594. B. u. h. Ztg. 1868, S. 414. Wagn. Jahresber. 1865, S. 152. Dingl. 231, 264. 12) B. u. h. Ztg. 1866, S. 133. 13) Wagn. Jahresber. 1876, S. 184. 14) B. u. h. Ztg. 1860, S. 111, 419. 15) Ebend. 1869, S. 340. 16) Polyt. Centr. 1867, S. 200.

Salzlösungen (Chlornatriumlösung beim Hunt-Douglas-Processe) geschieht bei gröberem Erze in Laugbottichen, bei schlammigem in Rührbottichen[1]) durch Decantiren, durch Filtriren und Verdrängung von oben nach unten oder auch wohl umgekehrt[2]), am besten continuirlich[3]) in der Weise, dass man die Flüssigkeiten zu ihrer Sättigung das Erz methodisch durchdringen lässt, indem das frische, kräftigste Extractionsmittel auf das am meisten erschöpfte Gut einwirkt, während die sich immer mehr sättigende Lauge zuletzt auf eine frische Füllung kommt. Dabei wird zweckmässiger die Flüssigkeit dem Erze entgegenbewegt (Rittinger's Apparat), als umgekehrt (Agordo).

Da sich nur bei porösen Substanzen eine Verbindung der einzelnen Gefässe behufs continuirlicher selbstwirkender Circulation der Flüssigkeit bei ruhender Masse empfiehlt (Shank's Methode bei der Sodabereitung), so muss man hier bei den dichten und schweren Massen die schwachen Laugen in Sammelbehälter ablassen, um sie von da auf frisches Röstgut durch Pumpen, Schöpfräder, Wasserschrauben, Luftdruck u. s. w. zu schaffen.

Beschleunigung der Laugung. Als Mittel zur Beschleunigung der Laugung, deren Ende sich zu erkennen giebt, wenn ein Tropfen Flüssigkeit auf blankem Eisenblech keinen Kupferniederschlag zeigt, wendet man an: Bewegung des hinreichend zertheilten (nicht gepulverten) Erzes oder der Flüssigkeit (durch Umkrählen, seltener in rotirenden Fässern[4])); Einleiten von Gebläseluft am Boden der Extractionsgefässe, welche neben einer Oxydation Bewegung hervorbringt und dadurch zur Ablösung lettiger Theile vom Erze beiträgt (früher in Linz und Stadtbergen); Anwendung von Wärme.

Lösegefässe. Die in einer Ebene oder terrassenförmig angeordneten Löse- oder Laugegefässe[5]) sind meist Holzkästen, deren Bohlen durch Schraubenbolzen von oben nach unten und seitlich zusammengehalten, auch wohl in den Fugen mit Mennigkitt oder getheertem Hanfe gedichtet werden, an den in der Erde liegenden Theilen mit Asphalt, Cement oder Thon umgeben und mit durchlöchertem Losboden aus Holz oder Thonplatten oder mit einem Roste versehen, darauf ein Filter von Stroh, Reisig, Heide, Cokes u. dergl.

Seltener verwendet man statt Holzkästen Gefässe aus Steinzeug (Braubach), Behälter aus Mauerwerk mit Asphalt überzogen (Riotinto), aus Sandstein oder Schieferplatten (Alderley Edge), welche aber zum Theil die Aufnahme heisser Erze nicht gestatten. Da hölzerne Gefässe auch den heissen sauren Laugen nicht widerstehen und dieselben durchsickern lassen, so belegt man den Laugeraum mit einer nach einem Sammelbrunnen sich neigenden Asphaltschicht. In Lancashire verwendet man Bleipfannen bei Anwendung von Schwefelsäure als Lösungsmittel.

Ablassen der Laugen. Das Ablassen der Laugen geschieht durch Thon- oder Kautschukröhren mit Quetschhähnen unter dem Losboden oder bei Vermeidung aller Hähne durch einen heberartig wirkenden Gummischlauch oder einen Gummischlauch, dessen Ende in eine hölzerne Hülse gesteckt wird, wenn kein Abfluss mehr erfolgen soll (früher in Stadtbergen, aber wieder beseitigt wegen Verstopfung der Schläuche durch Ansätze), ferner durch offene transportable Rinnen. Zum Transport der Laugen verwendet man Dampf-, Dampfstrahl- oder Luftdruck[6]), Heber, Pumpen und am einfachsten Schöpfräder (Stadtbergen). Nachdem die Laugen Klär-

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 309 (Hauch). 2) Ebend. 1862, S. 230. 3) Oest. Ztschr. 1859, S. 332; 1860, S. 342. Mitthl. d. Hannov. Gew. Ver. 1862, Hft. 1 u. 2. Revue univers. 10. an. 1. livr. p. 196. Hauch's Apparat in B. u. h. Ztg. 1877, S. 4 mit Abbldg. 4) Oest. Ztschr. 1859, S. 332. 5) Laugereieinrichtung bei Rheinbreitenbach in B. u. h. Ztg. 1864, S. 161, Taf. IV; zu Stadtbergen in Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1872, Bd. 16, Taf. 14. 6) Dingl. 201, 349; 204, 304.

behälter oder noch Filter passirt haben, auch wohl zur Abscheidung eines Silbergehaltes durch Kupfergranalien oder Bleischwamm geleitet sind (Stefanshütte), werden dieselben seltener auf Vitriole versotten, als auf metallisches Kupfer weiter verarbeitet, zuvor wohl noch gereinigt.

Extractions-Rückstände.

Die Rückstände von der Extraction werden entweder abgesetzt, oder je nach dem Kupfergehalte nochmals vorbereitet und extrahirt (Stefanshütte), oder anderweitig verwandt (z. B. solche von der Chloration unterworfenen Schwefelkiesabbränden zu künstlichen Steinen[1]), zum Ausfüttern der Puddelöfen und zur Roheisendarstellung[2]), zur Darstellung von Eisenschwamm für die Kupferfällung).

Laugenreinigung.

80. Reinigung der Laugen. Verunreinigungen der Laugen können entweder zur Vermehrung des Eisenverbrauches beim Fällen des Kupfers beitragen (Eisenoxydsalze) oder mit dem Kupfer gefällt werden (Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w.).

Reinigung von Eisen.

Zur Entfernung eines Eisengehaltes aus Eisenoxydulsalze enthaltenden Laugen können folgende Mittel dienen: Erwärmen bei Luftzutritt, wobei sich basische Eisensalze, am stärksten bei verdünnten Laugen abscheiden[3]); Gradiren, vorsichtiger Zusatz von Kalkmilch[4]), bis die Säure ziemlich abgestumpft ist, damit basische Eisensalze, nicht aber Kupferoxyd gefällt wird.

Reinigung von Arsen.

Arsen beseitigt man durch Erhitzen der arsensaures Kupferoxyd enthaltenden Laugen mit eisenreichen Laugen vom Fällen, wobei unter Bildung freier Salzsäure sich arsensaures Eisenoxyd abscheidet (Alderley Edge). Zu Riotinto soll ein arsenfreies Kupfer dadurch entstehen, dass man die Lösung durch den Erdboden ziehen und sich in einem mit Eisen versehenen Canale ansammeln lässt.[5]) — Antimon ist zu entfernen nach Triplier durch Eindampfen der salzsauren Lösung zur Trockne und Wiederauflösen, Zusatz von Kalk behufs Präcipitation von antimonsaurem Eisenoxyd, Schmelzen der Erze vor dem Lösen mit Glaubersalz und Kohle im Flammofen, Ausziehen der Masse mit Wasser und Abscheidung von Schwefelantimon aus der Lösung durch schweflige Säure. Nach Down[6]) sollen Arsen und Antimon mit dem Kupfer nur aus stark sauren Laugen durch Eisen gefällt werden, in schwach saurer Lösung aber in Lösung bleiben, während sie nach Kinzgett und Lunge[7]), sowie nach Gibb sich mit dem Eisen in einer dem Scheel'schen Grün ähnlichen Verbindung niederschlagen, so dass die Rückstandslaugen von der Kupferfällung mit Eisen arsenfrei sind. Nach Behandlung der Eisenoxydsulfat enthaltenden Kupferlaugen zu Agordo[8]) mit schwefliger Säure wird die Abscheidung basischer Salze beim Fällen des Kupfers mit Eisen vermieden und mit dem Kupfer alles Arsen in feiner Zertheilung gefällt, so dass sich dasselbe grossentheils abschlämmen lässt, während der Rest beim Zusatze des Cementkupfers beim Steinrösten nahezu fortgeht.

Reinigung von Antimon.

Zur Abscheidung eines Silbergehaltes in daran armen Laugen (s. Silber), z. B. von Kiesabbränden, wenden beim Chlorationsprocesse Claudet[9]) Jodkalium und Clark und Smith[10]) Elektricität an; Gibb[11]) fällt etwas Kupfer durch Schwefelwasserstoff, wobei etwa niederfallende 6 Proc. Schwefelkupfer das meiste Silber enthalten; Snelus[12]) schlägt durch Einblasen von fein zertheiltem Eisenstaube unter Umrühren etwa 19 Proc. Kupfer nieder, mit welchem etwa 80 Proc. des gelösten Silbers ausfallen sollen.

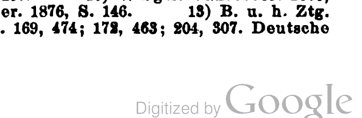
Kupferfällung.

81. Fällung des Kupfers. Die Ausscheidung des Kupfers aus der Lösung kann durch folgende Mittel geschehen:

Eisen als Fällungsmittel.

A. Eisen (Cementationsprocess). Am wirksamsten ist Eisenschwamm[13]), dann Stabeisen in Gestalt von Eisendrehspänen

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 247. 2) Ebend. 1871, S. 120; 1872, S. 345. Dingl. 204, 305. 3) Oest. Ztschr. 1860, S. 292. Erdm. J. f. pr. Chem. 99, 103. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 211. 5) Ebend. 1864, S. 399. 6) Dingl. 224, 195. 7) Ebend. 219, 330. 8) B. u. h. Ztg. 1876, S. 363. 9) Dingl. 198, 306; 199, 53, 305; 206, 30; 214, 467. 10) Wagn. Jahresber. 1876, S. 146. 11) Dingl. 214, 468. 12) Wagn. Jahresber. 1876, S. 146. 13) B. u. h. Ztg. 1862, S. 24; 1864, S. 324, 392, 408; 1871, S. 67, 149. Dingl. 169, 474; 172, 463; 204, 307. Deutsche Ind.-Ztg. 1869, S. 150.



und Blech u. s. w., weniger Roheisen, welches aber aus ökonomischen Rücksichten häufig zur Anwendung kommt.

Stabeisen giebt ein grobkörniges Präcipitat, weniger anhaftend, als am Roheisen. Graues Roheisen wirkt rascher als weisses, ersteres giebt mehr feinpulveriges, letzteres mehr Kupfer in zusammenhängenden Platten. Der Graphitgehalt des Eisens haftet dem Fällkupfer oft hartnäckig an. Als Surrogate benutzt man u. A. Eisensauen aus Kupferöfen (Moldava[1], Balan[2]), durch Verschmelzen eisenreicher Kupferschlacken mit Kalk und Kohle erhaltenes kupferhaltiges Roheisen (Kronstadt[3], Leithner's Verfahren[4])), verzinnte Eisenblechschnitzeln[5]) u. s. w.

Beschleunigte Fällung.

Zur Beschleunigung der Fällung können verschiedene Mittel dienen:

Anwendung von Wärme (Linz, Agordo, Stefanshütte), durch Einleiten von Dampf zu Liverpool[6]), Eindampfen im Flammofen mit oberschlächtiger Feuerung und hölzernem Herdkasten (Agordo, Stomalech[7])); grosse Oberfläche des Eisens (Eisenschwamm, Blechschnitzeln u. s. w.); öfteres Abkehren des Fällkupfers vom Eisen; Bewegung der Flüssigkeit, indem man dieselbe tropfenweise von Eisenstück zu Eisenstück oder in dünnem Strahle unter Stoss auf das Eisen fallen lässt (Schmöllnitzer Fälllutten[8])), oder dieselbe durch mit Scheidewänden versehene Canäle so circuliren lässt, dass sie entweder durch Oeffnungen der Scheidewände hin und her (Schemnitz[9])) oder abwechselnd über dieselben fliesst (Stefanshütte[10])), oder die Flüssigkeit durch Rührvorrichtungen bewegt (Stadtbergen, England). Eine zweckmässige Rührvorrichtung hat folgende Einrichtung (Fig. 132): *a* viereckige oder runde Bottiche mit aus Latten gebildetem Innencylinder *b*, welcher auf dem ringförmigen Lattenrost *c* ruht, auf welchem Schmiedeeisenabfälle aufgehäuft werden. Ein Rührwerk, z. B. ein hölzerner Querarm mit vertikalen Zinken (Stadtbergen) im Cylinder *b* versetzt die Lauge in fortwährende Bewegung, wodurch die Fällung rascher verläuft und das Cementkupfer grossentheils in den Raum *d* hinabgewaschen wird. — Bei Anwendung von gemahlenem Eisenschwamm (Eisenpulver) fügt man denselben unter stetem Umrühren mit Hand oder Rührwerk in geringem Ueberschusse zur Lösung und nimmt diesen dann durch etwas Kupferlauge wieder weg (Newcastle[11]), Hunt- und Douglasprocess). Der Eisenschwamm wirkt fast augenblicklich und ist billig, erfordert einfachere Apparate und lässt nicht mehr als 1 Proc. Ueberschuss an Eisen im Kupfer, kann aber Unreinigkeiten ins Kupfer führen, wenn derselbe z. B. durch Reduction von ausgelaugten Kiesabbränden (purple ore) u. s. w. hergestellt ist.[12]) Bischof[13]) fällt mit Eisenschwamm in rotirenden Fässern, desgleichen Hauch[14]) in solchen mit Eisenspänen und Eisenabfällen. Lunge empfiehlt, beim Zusetzen des Eisenpulvers die Flüssigkeit mittelst eines Körting'schen Gebläses in Bewegung zu setzen.

Fig. 132.



Eisenverbrauch.

Der Theorie nach werden 100 Thle. Kupfer durch 88 Thle. Eisen gefällt, in Wirklichkeit braucht man aber bis 200 Thle. und mehr.

Es betrug der Eisenverbrauch in Stadtbergen auf 100 Thle. Kupfer 126 bis 127 Proc., in Oker 100 Proc., in Agordo 327 Proc. Roheisen bei einem Gehalte des Cementkupfers von 54.97 Proc. bei 24.84 Proc. basischen Salzen mit 9.14 Proc. Cu; nach Einführung des Zoppischen Verfahrens (S. 241) zu Agordo nur noch 255 Proc.

---

1) Lampadius' Fortschr. d. Hüttenkunde 1839, S. 137. 2) B. u. h. Ztg. 1877, S. 225. 3) Tunner, London. Industr.-Ausstell.-Ber. 1863, S. 114. 4) Dingl. 211, 349. B. u. h. Ztg. 1874, S. 20. 5) B. u. h. Ztg. 1877, S. 357. 6) Ebend. 1872, S. 149. 7) Rittinger's Erfahr. 1862. B. u. h. Ztg. 1877, S. 365. 8) Oest. Ztschr. 1860, S. 285. 9) Ber. über 2. Versammlung v. Berg- u. Hüttenm. in Wien 1862, S. 92. Wagn. Jahresber. 1877, S. 164. 10) B. u. h. Ztg. 1866, S. 133. 11) Ebend. 1872, S. 149. 12) Dingl. 219, 325. B. u. h. Ztg. 1871, S. 62; 1872, S. 149, 309; 1873, S. 287; 1874, S. 179; 1875, S. 62; 1876, S. 323; 1877, S. 336, 365. Wagn. Jahresber. 1876, S. 178. 13) Deutsche Ind.-Ztg. 1869, S. 158. 14) Dingl. 223, 286. B. u. h. Ztg. 1876, S. 396.

Roheisen bei Cementkupfer mit 60.06 Proc. Cu. Eisenbedarf beim Hunt-Douglas-processe 60—70 Proc.

Der grössere Eisenverbrauch hat seinen Grund:
a) in dem Gehalte der Fälllauge an Eisenoxydsulfat.

Eisenoxydulsulfat geht an der Luft in Eisen auflösendes Oxydsalz, freie Säure und das Cementkupfer verunreinigende basische Eisensalze über[1]), nämlich:

$6\,(FeO, SO_3) + 3\,O = Fe_2O_3, 3\,SO_3 + 2\,(Fe_2O_3, SO_3) + SO_3,$
$Fe_2O_3, 3\,SO_3 + Fe = 3\,FeO, SO_3,$
$2\,(Fe_2O_3, 3\,SO_3) + 5\,Fe + 5\,H_2O = 5\,(FeO, SO_3) + 2\,Fe_2O_3, SO_3 + 10\,H.$

Schon in kurzer Zeit trägt der Sauerstoff der Luft in angegebener Weise zur grösseren Eisenconsumtion bei, namentlich in verdünnteren und erwärmten Lösungen.[2]) Je nachdem die Lösung concentrirt oder verdünnt, haben die abgeschiedenen basischen Eisensalze eine verschiedene Zusammensetzung.[3]) Beim Ausfällen des Kupfers aus Lösungen von Kupferchlorür in Chlornatrium (Hunt- und Douglasprocess) wird Eisen nicht, wie von Eisenoxydsalzen, unnütz aufgelöst (auf 100 Cu kommen nur 60—70 Fe).

Auch wird das Eisenoxydsulfat von bereits gefälltem Kupfer reducirt ($Fe_2O_3, 3\,SO_3 + Cu = 2\,FeO, SO_3 + CuO, SO_3$), wodurch das gebildete Kupfersulfat von Neuem durch Eisen zerlegt werden muss.

b) In der Anwesenheit freier Säure, wenn die Laugen nicht hinreichend mit Kupfer gesättigt sind oder bei Luftzutritt Eisenoxydullösungen sich unter Abscheidung basischer Salze höher oxydiren (S. 241, erste Formel).

Die saureren Kiescementwässer in Schmöllnitz[4]) consumiren nahe dreimal so viel Eisen als die Schieferwässer. Saure Laugen geben mit Kupferoxydammoniaklösung einen Niederschlag von Kupferoxydhydrat. Die mehr oder weniger starke Sättigung der Extractionslauge erkennt man daran, dass ein Tropfen Lösung auf Eisenblech bei nicht gesättigter Lösung einen helleren Kupferniederschlag giebt, als bei einer gesättigten, auch erstere mehr grün, letztere mehr braun aussieht.

v. Wolfskron[5]) hat über den Gehalt der Schmöllnitzer Cementwässer an Eisensalzen und freier Säure, sowie den damit zusammenhängenden Eisenverbrauch umfangreiche Versuche angestellt.

Als Mittel, den Eisenverbrauch möglichst zu vermindern, sind angewandt: die Ausscheidung des grössten Theiles Eisen vor der Fällung durch Kalk (S. 239); die möglichste Abhaltung des Luftzutrittes beim Fällen in bedeckten Behältern unter Anwendung von Wärme, wobei man die Laugen gleichzeitig behufs Gewinnung von Eisenvitriol concentrirt (Schmöllnitz, Agordo); eine passende Concentration möglichst neutraler Laugen, namentlich solcher, die lösliche Doppelsalze enthalten, z. B. von Chlorkupfer-Chlornatrium (S. 237); Zusatz von organischen Substanzen[6]), welche einer Oxydation des Eisenoxyduls entgegen wirken sollen, was aber sehr langsam geschieht; Reduction des Eisenoxydsalzes nach Zoppi[7]) mittelst schwefliger Säure (Agordo). Mittel zur Verminderung.

Die Kupferfällung ist beendigt, wenn sich eine in die Flüssigkeit kurze Zeit eingetauchte blanke Eisendrahtspitze nicht mehr mit Kupfer überzieht, desgleichen nicht ein Zinkstäbchen, wenn man dasselbe auf ein Platinblech legt, auf welches Lösung gebracht ist. Beendigte Fällung.

Als Producte von der Cementirung erfolgen: Producte.

1) Cementkupfer, ein Gemenge von metallischem Kupfer mit basischen Eisensalzen, Eisentheilchen, Graphit (dessen völlige Abscheidung vom Cementkupfer oft schwierig ist), Kieselsäure, zuweilen Antimon, Arsen, arsensaures Eisenoxyd; in schwammiger, krystallinischer, blättriger, haar- und fadenförmiger, ästiger Gestalt. Das Cement- Cementkupfer.

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 292. Erdm. J. f. pr. Chem. 99, 103. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 3) Oest. Ztschr. 1862, Nr. 24. 4) Ebend. 1867, S. 70. 5) Ebend. 1867, S. 70. 6) Dingl. 107, 446; 111, 271. B. u. h. Ztg. 1856, S. 210. 7) Dingl. 224, 458. B. u. h. Ztg. 1876, S. 363.

kupfer nimmt an der Luft rasch Sauerstoff auf, so dass z. B. der Gehalt an metallischem Kupfer von 90 Proc. alsbald auf 80 Proc. herabgehen kann.

Verarbeitung.

Das Cementkupfer kann folgende weitere Behandlung erfahren:

a) Eine Reinigung des in Klärbassins abgelassenen Cementkupfers durch Sieben und Waschen in einer in Wasser schräg liegenden kupfernen Waschtrommel mit 3 mm weiten Löchern (Stadtbergen[1])) oder in einem Siebe mit 3 mm weiten Löchern unter Zuleitung eines Wasserstrahles (Sterner Hütte), um die Eisentheile vom Kupfer zu entfernen; Verwaschen des in einem Sumpfe oder Klärkasten angesammelten Siebfeinen nach abgeschöpfter Flüssigkeit auf einem Stossherde oder Schlämmgraben zur Entfernung der basischen Eisensalze u. s. w., wobei reinere Producte mit 90 Proc. und mehr Kupfer, aber auch Abgänge mit bis 20 Proc. Cu und darunter aus den Sümpfen erfolgen.

Wegen nicht unbedeutender mechanischer Verluste beim Waschen zieht man demselben zuweilen ein Verschmelzen ungewaschenen Kupfers auf Schwarzkupfer oder Stein vor. Durch starkes Glühen bei Luftzutritt lässt sich das Cementkupfer sowohl zusammenfritten, als auch von einem grossen Theile Antimon und Arsen befreien (Riotinto, Bischof's Methode). Durch Waschen mit Kupfervitriollösung sind Eisenstückchen zu entfernen. Durch das Pressen des Cementkupfers vermindert man mechanische Verluste, beschleunigt das Trocknen und wirkt der Oxydation etwas entgegen.

b) Ein Verschmelzen. Reine Schliege werden meist ohne Weiteres raffinirt oder, nachdem sie wohl im Flammofen zusammengeschmolzen (Avanza[2])), gleich im Flammofen raffinirt oder nur gegaart (S. 196, 216) oder im kleinen Herde und Spleissofen gaar gemacht, wobei das Einschmelzen wegen der Pulverform langsam geht. Unreinere und auch wohl reinere Kupfer verschmilzt man zuvor im Schacht- oder Flammofen mit Schlacken, Kalk und Kohle auf Schwarzkupfer (Schmöllnitz[3]), Oker [S. 196], wo man das Cementkupfer mit 70—75 Proc. Cu, mit Cokeslösche und Thon in Ziegel geformt, diese trocknet und im Flammofen unter Zusatz von Kohlenklein auf Schwarzkupfer schmilzt, indem durch den Thon oxydirtes Eisen verschlackt, durch die Kohle Kupferoxydul reducirt und Eisensulfate zersetzt werden); unreinere setzt man bei den Steinschmelzungen zu oder verschmilzt sie mit Sodarückständen auf Stein (England) und die unreinsten giebt man ins Erzschmelzen (Schmöllnitz, Agordo). Von allen Methoden der Zugutemachung (im Gaarherde, Spleissofen, Zugflammofen, Krummofen und Hohofen) fand Hauch[4]) diejenige in Zugflammöfen hinsichtlich des Materialaufwandes und des Kupferausbringens am vortheilhaftesten. Die Schlacken von solchen Schmelzungen setzt man in England[5]) nochmals mit Sodarückständen auf Stein in grossen Sumpföfen durch. Zuweilen dient das Cementkupfer in calcinirtem Zustande zur Darstellung von Kupfervitriol (Unterharz).

Analysen.

Analysen von Cementkupfer:[6])

	a.	b.	c.
Kupfer . . .	99.886	—	—
Silber . . .	Spr.	—	—
Eisen . . .	0.055	—	—
Antimon . .	—	0.24	0.16
Arsen . . .	—	2.27	1.92
Kalk . . .	0.059	—	—

a. Von Stadtbergen. b. und c. Armes und reiches Cu von Agordo, deren Antimongehalt aus dem Fälleisen stammt, welches aus einem Schwefel, Blei und Antimon enthaltenden Spatheisensteine erblasen ist.

Mutterlaugen.

2) Mutterlaugen.[7]) Dieselben enthalten im Wesentlichen, je nach der Natur der angewandten Extractionsmittel und der Erze, Chloride oder Sulfate oder beide zusammen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 302. 2) Ebend. 1866, S. 218. 3) Oest. Ztschr. 1860, S. 413. 4) Ebend. 1859, Nr. 35, 43; 1860, S. 390; 1866, Nr. 19, 20. 5) B. u. h. Ztg. 1872, S. 150. 6) Ebend. 1865, S. 340; 1871, S. 35. 7) Oest. Ztschr. 1860, S. 365. Analysirverfahren in Fresen. Ztschr. 15, 63. B. u. h. Ztg. 1876, S. 127.

Sie gehen entweder in die wilde Fluth, nachdem sie wohl zuvor durch Einrühren von überschüssigem Kalke von Eisen und freier Säure behufs Schonung der Vegetation befreit worden (Stadtbergen); meist dienen sie zum Extrahiren des Kupfers (S. 236), nachdem den Sulfat enthaltenden Laugen zuvor durch Eindampfen und Krystallisiren Eisenvitriol entzogen worden (Linz, Stadtbergen) oder die Laugen zur Abscheidung basischer Salze in flachen Behältern der Luft unter Umrühren ausgesetzt oder gradirt worden sind (nach Wagner[1]) und Henderson[2])). Chloride enthaltende Laugen hat man in feinen Strahlen in einen glühenden Flammofen auf Sand tröpfeln lassen, um behufs der Erzextraction Salzsäure zu gewinnen (Alderley Edge), oder man dampft die Laugen von der Eisenfällung (z. B. vom Rösten der Kiesabbrände mit Kochsalz) in Flammöfen zur Trockne, calcinirt die Masse bei Luftzutritt, um Eisenchlorür in Chlorid zu verwandeln, laugt ein Gemisch von Kochsalz und schwefelsaurem Natron aus und benutzt dasselbe zur Sodabereitung (S. 234) (England[3])). Die aus den Laugen beim Circuliren in Sümpfen abgesetzten basischen Eisensalze werden getrocknet oder geglüht zu Farben oder als Schleif- und Polirmittel verwandt (Schmöllnitz, Rammelsberg). — Beim Hunt-Douglasprocesse muss der Uebergang des Eisenchlorürs in Chlorid, welches letztere unwirksamer ist und Kupferverluste bis zu 6 Proc. herbeiführt, vermieden werden, was durch Behandlung der Flüssigkeit mit schwefliger Säure erreicht werden soll.

B. Schwefelwasserstoff. Derselbe kann, auf billige Weise dargestellt, vor Eisen ökonomische Vortheile gewähren (Sinding's Process in Foldal, Snowdonprocess, Langsdorf[4]), Cobley[5])), welche durch die Gewinnung nutzbarer Nebenproducte zuweilen sich noch erhöhen lassen, z. B. von Soda und schwefelsaurem Natron bei vorangegangenem chlorirenden Rösten mit Kochsalz (England). Das erfolgende Schwefelkupfer wird nach dem Abpressen in Filtrirpressen[6]) entweder auf Stein[7]) verschmolzen oder nach vorheriger Röstung auf Schwarzkupfer oder Kupfervitriol verarbeitet. Schwefelwasserstoff als Fällungsmittel.

Die Darstellung des Schwefelwasserstoffes kann ausser auf gewöhnliche Weise mittelst Schwefeleisens geschehen: Darstellung von SH_2.

a) Aus Kohlenwasserstoffgas und Schwefeldämpfen. Sinding[8]) leitet zu Foldal in Norwegen über in Oefen röstende und Schwefeldämpfe entlassende Kiese Leuchtgas und führt das unter Kohlenstoffabscheidung gebildete Schwefelwasserstoffgas in einen Fällraum, von dessen Decke die kupferhaltige Lösung herabtröpfelt. Ein etwas modificirtes Verfahren wendet Hartmann an.

b) Aus Schwefelnatrium und Kohlensäure. Gibb[9]) erzeugt Schwefelnatrium durch Erhitzen von 10 Thln. schwefelsaurem Natron mit 7 Thln. Kohle in einem Flammofen, Auslaugen der Masse, Einleiten von Kohlensäure — durch in einem Kalkbrennofen verbrennendes Kohlenoxydgas erhalten — in dieselbe in einem bedeckten Gefässe mit durchlöchertem Losboden und Einführen des freigewordenen Schwefelwasserstoffes unter den Losboden eines bedeckten, mit der kupferhaltigen Flüssigkeit versehenen Kastens. Als Nebenproduct wurde Soda gewonnen, das Verfahren jedoch, so wie ein modificirtes, wieder aufgegeben.

c) Aus Schwefelbarium. Zersetzung desselben nach Wagner[10]) mittelst Salzsäure und Fällen von schwefelsaurem Baryt (Permanentweiss) aus der entstandenen Chlorbariumlösung, wo dann Salzsäure frei und wieder nutzbar wird.

C. Schwefelmetalle. Als solche sind empfohlen Schwefelbarium[11]), Schwefelnatrium[12]), Schwefelcalcium[13]), hydratisches Schwefeleisen[14]), feingemahlene Zinkblende, unterschwefligsaures Eisenoxydul[15]) u. a. Schwefelmetalle.

1) Dingl. 183, 388. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 40. 3) Dingl. 204, 306. 308. 4) B. u. h. Ztg. 1868, S. 414. 5) Wagn. Jahresber. 1875, S. 190. 6) Dingl. 204, 313. 7) Ebend. 204, 315. 8) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439; 1862, S. 129 (Sinding). Chemik.-Ztg. 1880, S. 310 (Hartmann). 9) Dingl. 204, 291. 309; 214, 468; 219. 323; 231, 432. 10) B. u. h. Ztg. 1868, S. 60. 11) Bgwfr. 1868, S. 414. 12) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218; 1860, S. 111, 419. 13) Polyt. Centr. 1862, S. 1026. Wagn. Jahresber. 1878, S. 194. 14) B. u. h. Ztg. 1856, S. 217; 1860, S. 256. Oest. Ztschr. 1860, S. 365. 15) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1860, S. 365.

Kalkmilch als Fällungsmittel.

D. Kalkmilch. Dieselbe, bei eisenarmen Lösungen und hohem Eisenpreise von Becchi und Haupt[1]) zu Massa Maritima in Anwendung gebracht, liefert kupferhaltige Niederschläge (Oxydhydrate oder Kupferoxychloride), welche beim Verschmelzen mit Kupferschlacken im Schachtofen oder besser Flammofen neben Schwarzkupfer bei einem Gypsgehalte der Masse Stein geben.

Dieser Process hat sich nicht immer rentabel gezeigt (Friedrich-Wilhelmshütte[2]), Braubach[3])); Verfahren von Kiassinsky[4]) und Whelply.[5])

Galvanische Fällung.

E. Galvanische Fällung.[6]) Dieses Verfahren liefert aus unreinem Materiale sehr reines Kupfer ohne Erforderniss von Eisen und hat allgemeinere Anwendung gefunden, nachdem hinreichend kräftige elektromagnetische Maschinen[7]) (von Gramme, Wilde, Schuckert, Siemens, von Hefner-Alteneck u. s. w.) statt der theureren elektrischen Batterien construirt worden.

Beispiele.

Schon von Becquerell ist in den Jahren 1835—1840 Anleitung zur elektrochemischen Metallfällung mittelst Batterieelektricität gegeben, aber ohne Erfolg, bis Elkington[8]) für diesen Zweck eine elektromagnetische Maschine anwandte. Derselbe bildet aus Schwarzkupfer als positivem Pole, reinem Kupferbleche als negativem Pole und angesäuerter Kupfervitriollösung als leitender Flüssigkeit Elemente, die elektrisch vereinigt und mit einem durch Dampf- oder Wasserkraft getriebenen Elektromagneten verbunden werden. Das aufgelöste Kupfer schlägt sich in einem mit Blei ausgeschlagenen Holzgefässe auf dem reinen Kupfer nieder und Beimengungen (Gold, Silber, Antimon, Arsen) gehen als Schlamm zu Boden. Hat sich auf dem Kupferbleche des negativen Poles hinreichend Kupfer niedergeschlagen, so wird dasselbe wohl geglüht und gleich ausgewalzt, meist giesst man dasselbe nach dem Umschmelzen zu Blöcken oder verkauft dasselbe, durch knospige Auswüchse charakterisirt. Auf Elkington's Werke zu Pembrey werden mittelst einer Wilde'schen Maschine täglich 1.5 t Kupfer raffinirt; eine Schuckert'sche Maschine schlägt stündlich $^1/_3$ kg Kupfer nieder. Man kann auch Kupferstein und Kupferspeise statt Schwarzkupfers am positiven Pole aufhängen und daraus am negativen Pole das Kupfer abscheiden. Die Maschine von Hefner-Alteneck, 2—6 Bunsen'sche Elemente ersetzend, fällt in 1 St. 200 g Kupfer. In der norddeutschen Affinerie in Hamburg schlägt ein mittlerer Gramme'scher Apparat bei 50 hinter einander eingeschalteten Bädern von einem Widerstande, entsprechend einem Kupferdrahte von 5 mm Durchmesser, bei 1 m Länge per Tag 240 kg Kupfer nieder (Fontaine-Ross, c. l. S. 121). Patera[9]) empfiehlt eine galvanische Batterie zur Fällung des Kupfers aus Cementwässern. Keith[10]) hat neuerdings empfohlen, eine mit schwefelsaurem Eisen gefüllte und ein Eisenblech enthaltende poröse Thonzelle in ein grösseres, die Kupferlösung enthaltendes Gefäss zu stellen, in welchem sich ein Kupferblech befindet. Nach Verbindung desselben mit dem Eisen durch einen Draht schlägt sich an dem Kupferbleche Kupfer nieder; wirksamer zeigte sich jedoch eine dynamoelektrische Maschine, welche bei 1 Pferdestärke 569 kg Kupfer in 24 St. niederschlug. Das galvanische Kupfer eignet sich besonders für Telegraphendraht (S. 227).

Entstehung der C.

82. Beispiele für Cementwässer. Diese, von ihrer kittenden Eigenschaft in Berührung mit Luft so genannt, entstehen durch Vitriolisirung kiesiger Erze in Grubenräumen durch Einfluss von Wärme, Luftzug und Feuchtigkeit. Die Entkupferung derselben geschieht bald in der Grube selbst, bald werden sie zu Tage gehoben.

---

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 89, 90. Ztschr. d. deutsch. geol. Ges. 1873, S. 117. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 232. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 4) Wagn. Jahresber. 1869, S. 136. 5) Dingl. 185, 285. 6) B. u. h. Ztg. 1853, S. 729; 1865, S. 204; 1867, S. 372; 1868, S. 172; 1877, S. 287; 1880, S. 143. Oest. Ztschr. 1858, S. 413. Dingl. 164, 185. Mechan. Magaz. N. S. 6, 289. Percy, Silver and Gold 1880, 1, 499. 7) Reis, neue elektrische Maschinen. Leipzig, 1877. Gore, the Art of Electro-Metallurgie. London, Longmanns, Green and Co. 1877. Gramme's Maschine in Dingl. 221, 331. Maschine von v. Hefner-Alteneck in Wochenschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1878, S. 73. A. Watt, Electro-Metallurgy. 7. Edit. London, Lockwood. Luckow in Fresen. Ztschr. 19, 1. Fontaine-Ross, elektr. Beleuchtung. Wien 1880, S. 120. 8) Polyt. Centr. 1867, S. 200. 9) B. u. h. Ztg. 1867, S. 372; 1868, S. 172. 10) Ebend. 1878, S. 70. Engin. and Min. Journ. 1878, Bd. 25, p. 182.

Schmöllnitz.[1]) Ueberleiten von Cementwässern mit 0.1—4 g Kupfer im Liter über in 9—10 Lagen gitterartig aufgeschichtete Platten von grauem Roheisen und von Stabeisenabfällen in Fällungslutten, 3.16 m langen, 0.32 m breiten und 0.26 m tiefen cascadenartig unter einander liegenden geneigten Behältern, öfteres Abfegen des Kupferschlieges und zeitweiliges Abwaschen der Eisenstücke davon, Sammeln des Kupfers in einem Schliegkasten, Abzapfen der darauf stehenden Flüssigkeit und Gaarmachen des 12—86, durchschnittlich 50 Proc. Kupfer enthaltenden Productes; Gewinnung von Ocher und nach dessen Glühen von Englischroth aus den entkupferten Wässern. Verbrauch: 260 Thle. Eisen auf 100 Thle. aus den Schliegen dargestelltes Schwarzkupfer. Schmöll-nitz.

Anglesea.[2]) Fällen des Kupfers nach abgesetztem Eisenocher in Sümpfen durch Eisen bei grossem Verluste daran unter Bildung eines eisenreichen, zum Steinschmelzen gegebenen Cementkupfers mit nur 15 Proc. Kupfer. Anglesea.

Rammelsberg.[3]) Fällen der Wässer unter Tage in geneigten Gerinnen mit altem Eisen (150—196 Thle. auf 100 Kupfer), Calciniren des Cementkupfers für die Vitriolbereitung. Rammelsberg.

83. Beispiele für oxydirte Erze. Die hierher gehörigen Methoden unterscheiden sich hauptsächlich durch das angewandte Auflösungsmittel; die Fällung geschieht durch Eisen. Modificationen.

1) Salzsäure als Lösungsmittel.

Stadtbergen.[4]) Kupfercarbonate im Kieselschiefer mit 1/2—2 Proc. Kupfer und schwarze, Kupferglanz enthaltende Schiefer nach der Röstung; auf Mittelhütte Behandlung von Chargen von 29 000 kg Erz mit 150 kg Salzsäure von 12 bis 13° B., welche nachher mit Mutterlaugen verdünnt wird, in 7.85 m langen, 3.14 m breiten und 1.26 m tiefen, mit Letten umstampften Holzbassins in einem Niveau früher unter Einblasen von Ventilatorwind (S. 238); methodisches Auslaugen des frischen Erzes (10—12 Tage) mit immer saurer werdenden Laugen, bis dieselben neutral geworden und 19—20° B. zeigen; Stehenlassen mit Wasser 12—15 St., dann Ablassen desselben und 10—12 St. Nachtröpfeln; Ablassen der Laugen durch Zapflöcher und Transport derselben durch Schöpfräder; Fällen des Kupfers in kreisrunden Holzgefässen von 3.77 m Durchmesser und in quadratischen von 5 m Seite mit Rührwerk (S. 240) durch Abfallblech (z. B. Iserlohner ausgestanztes Knopfblech aus den ärmeren Haldenlaugen), Ablassen der entkupferten Laugen zur Vermeidung mechanischer Verluste an Fällkupfer durch ein Rohr aus der Mitte der Fällbottiche, nicht von der Peripherie weg, und, wenn das Eisen gelöst ist, des Cementkupfers in Klärbassins, Abpumpen der Lauge behufs Benutzung zum Waschen der Erze, Waschen des Cementkupfers in einer in Wasser tauchenden Kupfertrommel mit 3 mm Löchern, Verwaschen des in einem Sumpfe angesammelten siebfeinen Kupfers nach abgeschöpfter Flüssigkeit darüber auf einem Schlämmgraben von 2.5 m Länge, 0.63 m Breite und 0.63 m Höhe; Raffiniren des verwaschenen Kupfers mit 80 Proc. Cu im Flammofen, Verschmelzen des Absatzes aus der Trübe nach dem Klären mit 15 Proc. Cu in einem Krummofen auf Schwarzkupfer, welches dem reinen Cementkupfer beim Raffiniren in einem Gasofen (S. 216) zugesetzt wird. Versetzen der eisenreichen Abgangslaugen mit überschüssiger Kalkmilch im Rührer, bis Blutlaugensalz kein Eisen in der Lösung mehr anzeigt, Einleiten der Trübe in Klärbassins, Entlassen des klaren Wassers in die wilde Fluth; Entfernung des eisenhaltigen Niederschlages mit noch 1 Proc. Cu. — Auffahren der ausgelaugten Erze zu grossen Halden im Freien in Bassins mit Scheidedämmen, Auslaugen mittelst Regenwassers, Ausfällen der 0.12 bis 3grädigen Haldenlaugen durch Eisen, wobei ein unreineres Cementkupfer mit nur 20 Proc. Cu erfolgt, zum Schmelzen auf Schwarzkupfer. Oberhütte in noch grösserem Maassstabe und vollkommener eingerichtet; Lösungsgefässe von 90 000 kg Inhalt, zweckmässigere Laugenförderung. Einrichtung bis zu 500 000 kg Kupferproduction und mehr; jährliche Production 300 000—370 000 kg, darunter 60 000 bis 75 000 kg Haldenkupfer. Auf 100 Cu gehen 550—700 Salzsäure. Stadtbergen.

Linz.[5]) Aehnliche Erze und ähnlicher Process wie zu Stadtbergen. Linz.

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 276, 382; 1867, S. 70. Berg- u. hüttenm. Jahrb. der Schemnitzer u. s. w. Bergakademie, pr. 1867, Bd. 17, S. 205; 1873, Bd. 21 (Analysen). Kerl, Met. 2, 606. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 413. 3) Ebend. 1854, S. 33. 4) Kerl, Met. 2, 612. Oest. Ztschr. 1871, S. 109. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 16, 305. Dingl. 231, 256. 5) Kerl, Met. 2, 610.

Rheinbreitenbach.

Josefshütte bei Rheinbreitenbach.[1]) Aehnliche Erze wie zu Stadtbergen; Aufstellung der Laugegefässe in 2 Niveaus; Transport der Laugen durch Pumpen; Fällen des Kupfers durch Eisenblechabfälle in Kästen mit Holzrost, Absieben der Eisenstücke vom Cementkupfer mit 47.5 Proc. Cu, Pressen des Cementkupfers, Gaarmachen im kleinen Herde oder Benutzung auf Kupfervitriol. Auf 100 Kupfer kommen 87.9 Fälleisen und 860 Salzsäure.

Alderley Edge.

Alderley Edge.[2]) Auslaugen eines in Sandstein vorkommenden Erzgemenges von kohlensaurem, arsensaurem und phosphorsaurem Kupferoxyde in Sandsteinbehältern von 3.5 m Länge, 2.6 m Breite und 1.4 m Tiefe mit Losboden bei 9135 kg Fassungsraum, wiederholtes Aufpumpen der Lauge, Befreiung derselben von Arsen durch Eisenlösung (S. 239), nochmaliger Aufguss derselben auf frisches Erz, Fällen des Kupfers durch Eisen, Benutzung der Abgangslaugen auf Salzsäure (S. 243).

2) Schwefelsäure als Lösungsmittel.

Kapunda.

Kapunda[3]) (Südaustralien). Digeriren von Oxyde und Carbonate enthaltenden Aufbereitungsrückständen mit $^5/_8$ Proc. Cu mit heisser Schwefelsäure in Rührbottichen und Fällen des Kupfers (nur 70 Proc. gewinnbar) durch Eisen.

3) Schwefligsaures Gas als Lösungsmittel.

Stadtbergen.

Stadtbergen[4]) zur Unterhütte. Früher Rösten von Schwefelkies in conischen, continuirlich gehenden Oefen und von Zinkblende in Gefässöfen (siehe Zink) (S. 154, Fig. 106, 107). Kupfercarbonate in Kieselschiefer mit 1—2 Proc. Kupfergehalt befinden sich angefeuchtet in 0.94 m tiefen Angriffskästen mit aus Basaltsäulen gebildetem Roste, unter welchen die schweflige Säure, nachdem sie sich im Canale *f* mit durch *h* aus den Generatoren *g* kommendem Wasserdampf gemischt hat, tritt. Beide gehen durch Contactwirkung in Berührung mit den Metalloxyden in Schwefelsäure über, welche das kohlensaure Kupferoxyd löst; Röstdauer 24 St., Auslaugen der 8—10 Tage so behandelten Erze mit Mutterlauge von Eisenvitriol oder schwacher Kupferlauge, bis dieselbe auf 22—26° B. angereichert und neutral geworden und die Rückstände nur noch $^1/_4$ Proc. Kupfer enthalten; Fällen von 100 Kupfer durch 100 Eisen; Gaarmachen des verwaschenen Kupfers mit 60 Proc. Kupfer; Verschmelzen der Trübeabsätze mit 15 Proc. Kupfer auf Schwarzkupfer; Eisenvitriolgewinnung aus der auf 38—40° B. eingedampften Fälllauge und Verwendung der davon erfolgenden Mutterlauge zur Erzextraction. Auf 100 Kupfer kommen 900 Schwefelkies und 1000 Blende. Für die ärmsten Erze unter 1 Proc. Kupfergehalt wendete man Salzsäure als Extractionsmittel unmittelbar neben der Grube an, indem erstere einen weiteren Transport nicht vertragen. Dieses Verfahren ist billiger.

Linz.

Linz.[5]) Früher ähnlicher Process wie zu Stadtbergen, jetzt Salzsäurelaugerei.

Abweichungen.

84. Beispiele für geschwefelte Erze. Der Unterschied hierher gehöriger Methoden ist in der Anwendung verschiedener Röstmethoden, Extractions- und Fällungsmittel für das Kupfer begründet.

Verwittern.

1) Verwittern der Erze und Extraction mit Wasser.

Riotinto.

Riotinto.[6]) Verwitternlassen der Rückstände von in Haufen geröstetem und mit Wasser extrahirtem Schwefelkiese mit etwa $3^1/_2$ Proc. Kupfer, Fällen des Kupfers durch Eisen, Zusammenfritten des angebatzten Cementkupfers durch Glühen auf dem Roste eines Windofens, dann Gaarmachen.

Balan.

Balan.[7]) Vitriolisirung der Erze, Auslaugen und Fällen des Kupfers mit Eisensauen.

Oxydirendes Rösten und Extr. mit Wasser.

2) Oxydirendes Rösten und Extraction des Röstgutes mit Wasser. Das Rösten geschieht in verschiedenen Apparaten.

a) Haufenröstung.

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 161, Taf. 4, Fig. 1—4. 2) Kerl, Met. 2, 613. B. u. h. Ztg. 1862, S. 18. 3) Bullet. de la soc. d'encouragem. 1878, Bd. 5, S. 612. 4) B. u. h. Ztg. 1856, S. 218. Oest. Ztschr. 1871, S. 109. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 305. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 191. 6) Ebend. 1861, S. 289; 1862, S. 301; 1863, S. 200; 1864, S. 399; 1874, S. 330; 1880, S. 306. Preuss. Ztschr. 28, 108. 7) Ebend. 1877, S. 225.

Schmöllnitz.

Schmöllnitz.[1]) Rösten der Kiese mit 0.5 Proc. Cu in Haufen von 224 000 kg Inhalt während 6 Mon. bei Schwefelgewinnung, 8—10maliges Auslaugen, Erhitzen der Reichlauge von 32° B. in einem Treppenrostflammofen mit oberschlächtiger Feuerung behufs Fällung mit Eisen und Concentration der Lauge zur Eisenvitriolgewinnung, Gaarmachen der Cementschliege mit 38 Proc. Cu. Jezler[2]) empfiehlt, die Kiesabbrände an der Luft zerfallen zu lassen, dieselben mit Salzsäure zu extrahiren, das Kupfer durch Eisen auszufällen, die Rückstände mit Salzwasser, Kalk und Thon anzubatzen und die Masse im Hohofen zuzuschlagen.

Foldal.

Foldal[3]) in Norwegen. Rösten von Kiesen mit 0.5—1.5 Proc. Cu in 93 bis 124 cbm haltenden Haufen, nach Verwitternlassen an der Luft Auslaugen, Klären der Lauge, Fällen des Kupfers durch Schwefelwasserstoff (S. 243), Auswaschen des Schwefelkupfers auf mit Tuch überzogenen Sieben, Trocknen auf Stellagen, Abdestilliren des Schwefels und Schmelzen des Rückstandes im Schachtofen auf Stein.

Kaukasus.

Kaukasus.[4]) Langsame Röstung armer Kiese, Auslaugen, Fällen des Kupfers durch Eisen (neuerdings auf galvanischem Wege), Raffiniren des Cementkupfers im Flammofen, Schmelzen der Schlämme im Schachtofen auf Schwarzkupfer. Einen Theil der Erze lässt man auch verwittern.

b) Stadelröstung.

Spanien.

Huelva[5]) in Spanien (Riotinto). Kernrösten von Kiesen mit $3^1/_2$ Proc. Cu früher in Haufen, jetzt in geschlossenen Stadeln (Fig. 82, S. 141) mit Schwefelgewinnung, Auslaugen, Aufbereiten des unlöslichen Rückstandes (Kern) auf einem Kehrherde, Rösten des Concentrirten, nochmaliges Laugen und Fällen durch Eisen.

Agordo.

Agordo.[6]) Kernröstung von Erzen mit bis 4 Proc. Cu in Steyerschen Stadeln (Fig. 80, S. 140), Auslaugen der Rinden und Fällung des Kupfers im Flammofen mit oberschlächtiger Feuerung und hölzernem Herdkasten durch Eisen oder Eisenschwamm aus der Lauge, Schmelzen der Kerne mit reichen rohen Erzen (mit 4—8 Proc. Cu), Cementschlieg und Gaarkrätz auf Rohstein. Neuerdings Rösten der angebatzten Schliege in Haufen.[7]) Durch Behandlung der Eisenoxydsulfat enthaltenden Laugen mit schwefliger Säure[8]) spart man wesentlich an Fälleisen, hat weniger Kupferverlust und erhält ein reicheres Cementkupfer, indem sich demselben weniger basische Salze beimengen, so dass das Kupfer direct im kleinen Herde gaar gemacht werden kann.

c) Schachtofenröstung.

Bottino.

Bottino.[9]) Rösten von Kupferbleisteinen in Schachtöfen mit abwechselnden Brennmateriallagen, Auslaugen im Ofen selbst, Fällen des Kupfers durch Eisen.

d) Flammofenröstung.

Monnier's Process.

Monnier's Process (S. 232). Rösten eines Gemenges von Erz mit Natronsulfat, Auslaugen des entstandenen sauren Salzes mit Wasser, Ausfällen von Cementsilber, Auskrystallisirenlassen von über 60 Proc. des Natronsalzes, Abdampfen der Mutterlaugen im Ofen mit Bleisohle, Auskrücken des Salzgemenges, Vermengung desselben mit Kohle, Reduction des Kupfersalzes zu Kupfer und Kupferoxydul, Verschmelzen desselben auf Kupfer und Auskrystallisirenlassen von Natronsulfat.

Snowdon-Process.

Snowdon-Process.[10]) Mengen der Erze mit nicht über 5 Proc. gelöschtem Kalke, Formen der Masse zu Briquettes, Glühen derselben, Weglaugen des Kupfersulfates vom Gypse und Schwefelcalcium durch Wasser und Fällen des Kupfers durch Schwefelwasserstoff.

Oxydirende Röstung u. Laugung mit Säure.

3) Oxydirende Röstung und Extraction des Röstgutes mit flüssigen oder dampfförmigen Säuren, seltener mit Kochsalzlauge.

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 68. Berg- u. hüttenm. Jahrb. der Bergakademie zu Leoben, Schemnitz u. s. w. pro 1867, Bd. 17, S. 208. 2) Oest. Ztschr. 1875, Nr. 47. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 439; 1862, S. 129. Preuss. Ztschr. 14, 95. Kerl, Met. 2, 621. 4) B. u. h. Ztg. 1879, S. 135. 5) Ebend. 1861, S. 289; 1862, S. 301; 1864, S. 399; 1865, S. 202; 1874, S. 330; 1876, S. 370. Berggeist 1871, Nr. 75; 1872, Nr. 105. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 18, 753. 6) Kerl, Met. 2, 436, 616, 840. B. u. h. Ztg. 1862, S. 425; 1864, S. 104; 1865, S. 340. Berggeist 1869, Nr. 55. Engin. and min. Journ. New-York 1872, Nr. 9, p. 131. 7) B. u. h. Ztg. 1877, S. 363. 8) Ebend. 1876, S. 363. 9) Ebend. 1868, S. 205. 10) Bullet. de la soc. d'encouragem. 1878, Bd. 5, S. 613.

a) Schachtofenröstung.

Rheinbreitenbach, Linz.

Rheinbreitenbach (S. 246) und Linz (S. 245). Früher Rösten von Kiesen mit 2—3 Proc. Cu in 3.14 m hohen runden Oefen, mitten 941 mm, oben und unten 471 mm weit, in abwechselnden Lagen mit Brennmaterial, Extraction des Röstgutes in Rheinbreitenbach mittelst Salzsäure, zu Linz früher mittelst schwefliger Säure und Wasserdämpfen, Fällen des Kupfers durch Eisen.

Lancashire.

Lancashire.[1]) Abrösten spanischer Kupferkiese in Kilns behufs der Schwefelsäureerzeugung, Behandlung der Rückstände in Bleigefässen mittelst Schwefelsäure (Kammersäure) unter Zuleitung von Dampf, wobei das meiste Eisenoxyd ungelöst bleibt, Benutzung der Laugen erst auf Kupfervitriol, Ausfällen des Kupfers aus den Mutterlaugen davon durch Eisen, Calciniren des Cementkupfers und Sättigen saurer Kupfervitriollaugen mit dem Oxyde.

Nevada.

Nevada.[2]) Nach Ramdohr: Rösten der Kiese in gepulvertem Zustande in Stetefeldt's Ofen (S. 78), Auflösung eines Theiles des Erzes in Schwefelsäure, Reduction eines anderen mit Kohle zur Erzielung eines kupferhaltigen Eisenschwammes, welcher zum Fällen des Kupfers dient, Auspressen und Schmelzen des Cementkupfers, Calcination des schwefelsauren Eisenoxydes aus den Mutterlaugen zur Gewinnung von Schwefelsäure und Eisenoxyd, welches durch Reduction mit Kohle in Stabeisen oder Stahl verwandelt werden kann; Extraction eines etwaigen Gold- und Silbergehaltes aus den Laugereirückständen durch Amalgamation.

b) Flammofenröstung.

Skofia.

Skofia[3]) in Oberkrain. Rösten von oxydirten und geschwefelten Erzen mit 1.37 Proc. Cu im Doppelflammofen, Behandlung mit schwefliger Säure (durch Rösten von Kiesen in Kilns erzeugt) und Wasserdampf, Zerlegung der Lauge von 20—30° B. durch Eisen, Gaarmachen des noch feuchten Cementkupfers im kleinen Herde und Versieden der Mutterlauge auf Eisenvitriol.

Braubach.

Braubach. Todtrösten der zu wiederholten Malen concentrirten kupferhaltigen Steine aus der Bleiarbeit (S. 99), Eintragen von 300 kg des feinen Pulvers in 900 kg Salzsäure von 17—18° B., welche sich in mit Rührer versehenen 1.57 m hohen und oben 1.26 m weiten Steinzeuggefässen befindet, Ablassen der Flüssigkeit durch ein Stroh- und Sandsieb am Boden vom alle 6 Wochen herauszunehmenden Bodensatze (Blei, Silber, Gold zur Bleiarbeit) in ein Klärbassin, Verdünnen der Lauge, wobei sich noch Chlorblei und Chlorsilber ausscheidet, Abziehen der geklärten Lauge in ein zweites Absatzbassin und nach dem Klären in den mit Rührapparat (S. 240) versehenen Fällapparat von 4 m Weite und 1.25 m Höhe; Fällkupfer alle 4 Wochen (etwa 5000 kg) herausgenommen, Schmelzen des Cementkupfers im Schachtofen, Raffiniren im Flammofen; Abfuhr der mittelst Dampfes in Fässer gedrückten Eisenlaugen in den Rhein; Schmelzen des Cementkupfers im Schachtofen und Raffiniren des Schwarzkupfers, wobei aber kein walzbares, sondern nur zu Messing brauchbares Kupfer erfolgt. Früher Zerlegen der Kupferchloridlösung durch Kalkmilch und Verschmelzen des gepressten Niederschlages auf Schwarzkupfer.[4])

Stefanshütte.

Stefanshütte.[5]) Rösten von Kupferspeise mit Lech, Extraction mit warmer concentrirter Kochsalzlauge, Filtriren, Fällen des Silbers durch Kupfergranalien, des Kupfers durch Eisen, Einschmelzen des Cementkupfers im Spleissofen mit etwas Oberlech, Gaarmachen des Schwarzkupfers im Spleissofen; Versetzen der Mutterlaugen mit Kochsalz und abermalige Verwendung zur Extraction, Verlechung der noch 6—8 Proc. Cu enthaltenden Rückstände unter Abscheidung von Speise. (Die Silberextraction findet auch ohne vorherige chlorirende Röstung statt.)

Chlorirendes Rösten.

4) Chlorirendes Rösten und Extraction des Röstgutes mit Wasser, Chloralkalien oder Säuren.

Avanza.

Avanza[6]) in Venetien. Rösten von Fahlerzen in zweiherdigen Flammöfen mit Schwefelkies und Seesalz, Extraction des Chlorsilbers mit erhitzter Kochsalzlauge (Fällen des Silbers durch Kupfer und Amalgamation des Cementsilbers), Fällen des Kupfers in Luttenkästen durch Eisen, Schmelzen des Cementkupfers im Flammofen

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 140. 2) Ebend. 1871, S. 65. 3) Ebend. 1863, S. 440; 1869, S. 363; 1872, S. 200. 4) Ebend. 1866, S. 82. 5) Ebend. 1866, S. 82, 133. 6) Ebend. 1866, S. 218, 287.

mit Treppenrost und Gaarmachen im kleinen Herde; Kupferextraction vollständiger als durch Eisenchlorid.

England.

England.[1]) Chlorirendes Rösten von Schwefelkiesrückständen (S. 233), Extraction erst mit Wasser, dann mit Condensationswässern (Salzsäure S. 234), Fällen durch Eisen in Rührapparaten (S. 240) oder durch aus Schwefelnatriumlösung durch Kohlensäure erzeugten Schwefelwasserstoff (Nebengewinnung von Soda), Pressen des Schwefelkupfers in einer Filterpresse (S. 243), Schmelzen auf Stein im Flammofen, Eindampfen der kupferfreien Mutterlauge in einer Pfanne mit oberschlächtiger Feuerung, Calciniren der im Wesentlichen aus Natronsulfat bestehenden Masse und Verwendung derselben zur Schwefelnatriumbereitung, verschiedene Verwendung der Extractionsrückstände (S. 239).

Mátra.

Mátraer Hütte.[2]) Chlorirendes Rösten der in Kilns vorgerösteten und zerkleinten Fahlerze, Enargit, Bleierze und Kiese in einem Fortschaufelungsofen unter Verflüchtigung von Antimonchlorid, Auslaugen mit etwas Salzsäure enthaltendem Wasser, Fällen des Kupfers durch Eisen, Pressen des Cementkupfers. (Ausziehen des Silbers durch kalte Kochsalzlauge.) Der Process soll sich nicht gut bewährt haben.

Duisburg.

Duisburger Kupferhütte.[3]) Rösten von Riotintokiesen (495 kg S, 430 kg Fe, 30 kg Cu, 10 kg Pb, 26 g Ag und 180 mg Gold in 1000 kg nebst Spuren von Bi, Tl und Se) für die Schwefelsäuregewinnung, chlorirendes Rösten der Abbrände, Auslaugen, Ausfällen des Silbers und theilweise des Goldes durch Schwefelwasserstoff, des Kupfers durch Eisen, Auflösen des noch Silber und Gold enthaltenden Kupfers in Schwefelsäure.

Oker.

Oker.[4]) Rösten der ordinairen Kupfererze (kupferhaltige Schwefelkiese, früher nach dem Rösten in Haufen in Krummöfen verschmolzen) mit durchschnittlich 60 Proc. Schwefelkies, 23 Kupferkies, 6 Blende, 2 Bleiglanz und 9 Gangart (S. 168) in Kilns für die Schwefelsäurefabrikation, Mahlen der 6—9 Proc. Cu und 5—8 Proc. S enthaltenden Abbrände mit 15 Proc. Stassfurter Salz unter Kollermühlen zu 2 mm Korngrösse, Einbringen von Chargen von 2500 kg in den Röstofen, unter dessen Sohle bei Luftzuführung brennende Generatorgase in 5 Canälen hinziehen, dann über den Herd weg in den Cokesthurm gelangen. Man erhitzt 4 St. bis zur schwachen Rothgluth, dann krählt man bei geöffneten Luftschiebern 5 St. und zieht, wenn sie genügen, das Erz aus. Jede Röstpost untersucht man zur Controle des Betriebes auf die Verbindungen, welche in Wasser und in Säure löslich sind (in Oker etwa 75 Proc. in Wasser, 20 Proc. in verdünnter Salzsäure und 5 Proc. in Königswasser). Einbringen von 5000 kg Röstgut in mit Blei ausgeschlagene Kästen, mit Losboden und darauf einer Lage Stroh als Filter versehen, Auslaugen mit 50° C. heissen Endlaugen, Oeffnen des Abflusshahnes und Zulassen frischer Endlaugen, bis die unten abfliessende Lösung nicht mehr blau erscheint (nach 4—5 St.), dann Nachlaugen mit verdünnter erhitzter Salzsäure aus den Cokesthürmen; nach 24stündiger Berührung mit dem Röstgute Abziehen der kupferhaltigen Lauge und dritte Laugung mit verdünnter Schwefelsäure, welche 2 Tage mit dem Röstgute in Berührung bleibt, bis die Lauge neutral reagirt. Erwärmen der Laugen mittelst Dampfes in den mit Blei ausgeschlagenen Fällkästen, Fällen mit Schmiedeeisen (1 Fe auf 1 Cu) während 1 bis 3 Tagen je nach der Concentration, Probiren der Endlauge mittelst blanken Eisens, Ablassen derselben durch ein Haarsieb in Reservoirs, von wo sie durch Injectoren wieder zu den Lösegefässen gehoben wird. Entfernung des Fällkupfers alle 4 Wochen aus den Fällgefässen, Waschen desselben, Trocknen (77 Proc. Cu) und Granuliren (S. 196); die Extractionsrückstände (circa 75 Proc. von den Abbränden) mit 0.3 bis 0.8 Proc. Cu dienen als eisenhaltiger Zuschlag beim Oberharzer Bleierzschmelzen. Beim früheren Verschmelzen der eisenreichen Abbrände waren Schattenseiten: kurze Dauer der Schmelzcampagnen, hoher Verbrand, relativ bedeutende Metallverluste durch Flugstaubbildung und Kupferverschlackung.

5) Chloration auf nassem Wege durch Eisenchlorür (S. 236).

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 719; 1872, S. 147; 1873, S. 287; 1874, S. 110; 1875, S. 62, 119. Oest. Ausst.-Ber. Wien 1868, 9. Lief., S. 31. Preuss. Ztschr. 1871, S. 298 (Wedding u. Ulrich); Dingl. 228, 142 (Bräuning); 204, 288; 214, 464; 215, 229; 219, 323; 224, 197 (Lunge). Wagn. Jahresber. 1875, S. 188. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 50. Erzvorkommen: B. u. h. Ztg. 1866, S. 1. 3) B. u. h. Ztg. 1880, S. 306. 4) Ebend. 1872, S. 156. Bräuning in Preuss. Ztschr. Bd. 25 mit Abbildgn. u. Analysen. Wagn. Jahresber. 1878, S. 187.

Hunt-Douglasprocess.

Hunt-Douglasprocess. Diesem namentlich in Amerika üblichen Processe [1]) unterwirft man oxydische Erze, Carbonate und todtgeröstete Schwefelungen. Vor dem trockenen Wege hat er Ersparung an Brennmaterial voraus, welcher Vortheil aber durch den Verbrauch an metallischem Eisen compensirt wird, weshalb man für reichere Erze im Allgemeinen den trockenen Weg vorzieht. Vor der Behandlung oxydischer oder gerösteter Erze mit Säuren (Salz- oder Schwefelsäure, S. 235) hat dieser Process voraus: allgemeine Anwendbarkeit bei allen Kupferverbindungen, während das chlorirende Rösten nur bei schwefelhaltigen Erzen zulässig ist; Erforderniss einfacher Reagentien (Säure, Kochsalz), welche sich im Laufe des Processes theilweise regeneriren; Anwendung einer neutralen Lösung, bei welcher wegen Zurückbleibens von Arsen reineres Kupfer erfolgt und geringerer Verbrauch von Fälleisen stattfindet (auf 1 Thl. Kupfer $^{3}/_{4}$ Thle. Eisen, sonst mindestens 1 : 1). Manipulationen: Zerkleinerung der Erze zwischen Steinbrechern und Walzen, Glühen Kupferoxydul enthaltender und Rösten geschwefelter Erze je nach dem Schwefelgehalte in mehrherdigen Flamm- oder Muffelöfen oder zuvor in Haufen oder Kilns, Vermeidung eines Todtröstens, um nicht allen Eisen- und Kupfervitriol zu zersetzen; Auslaugen mit einer auf 60—80° C. erwärmten Lösung von 280 Thln. Eisenvitriol und 120 Thln. Kochsalz in 2000 Thln. Wasser bei gröberem Erze in Laugbottichen, bei schlammigen in Rührbottichen, und zwar z. B. 1500 kg mit 5—6 Proc. Cu während 6—8 St. bei 49—65° C., wohl unter Einleiten eines Stromes schwefliger Säure zur Vermeidung einer Kupferoxychlorid- und Eisenchloridbildung ($2 FeCl_2 + 3 CuO = Fe_2O_3 + Cu_2Cl_2 + CuCl_2$); Filtriren durch Steinchen, Cokes- oder Cinderstücken und darauf grober Sand in bedeckte Fällbottiche, Fällung des Kupfers bei 70° C. durch Eisen ($Cu_2Cl_2 + CuCl_2 + 2 Fe = 3 Cu + 2 FeCl_2$), Formen des Cementkupfers mit etwas Kohlenstaub zu Batzen, Schmelzen und Raffiniren desselben. Beim Fällen des Kupfers durch Eisen entsteht wieder Eisenchlorür, welches zum Auslaugen eines neuen Erzpostens dient. Während nach obiger Formel nur 58.8 Fe auf 100 Cu erforderlich sind, braucht man in Wirklichkeit 70—100 Proc. wegen Unreinheit des Eisens und Bildung einer grösseren Menge Kupferchlorid, als die Theorie ergiebt, indem sich durch Oxydation von Eisenchlorür ein basisches Eisensalz und Eisenchlorid $FeCl_3$ bilden, welches letztere Kupferoxyd in Kupferchlorid umwandelt ($2 FeCl_3 + 3 CuO = Fe_2O_3 + 3 CuCl_2$), das dann Chlor ans metallische Eisen abgiebt. Einen Verlust an Eisenchlorür, der hierdurch, sowie auch durch Anwesenheit von Carbonaten im Erze durch Ausfällung von kohlensaurem Eisenoxydul entsteht, ersetzt man durch einen Eisenvitriolgehalt, welcher beim Rösten kiesiger Erze von selbst entsteht, indem sich dann das Eisensulfat mit Kochsalz zu Eisenchlorür umsetzt ($FeSO_4 + 2 NaCl = Na_2SO_4 + FeCl_2$). Man verbraucht etwa 25 Proc. Kochsalz vom dargestellten Kupfer. Ausbringen in Nordcarolina von 90 Proc. Cu. — Antimon- und arsenhaltige Erze müssen chlorirend geröstet werden, z. B. in den Stewart Reductionswerken zu Georgetown silberhaltige Blende mit Bleiglanz und Goldkies, worauf man sie unter Einleiten von schwefliger Säure mit der Hunt-Douglasflüssigkeit auslaugt, aus der Lösung das Kupfer durch Eisen fällt, aus dem Rückstande durch unterschwefligsaure Kalklösung Chlorgold und Chlorsilber auszieht und die Lösung mit Schwefelcalcium fällt. — Hauch [2]) laugt zu Deva in Siebenbürgen Malachite mit 2 Proc. Cu mit 18grädiger Eisenchlorürlauge unter Zusatz von Salzsäure in Rührbottichen bei gewöhnlicher Temperatur aus.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 134; 1867, S. 250; 1870, S. 172; 1873, S. 361; 1874, S. 30, 119, 439; 1876, S. 257 (mit Abbildg.); 1877, S. 313, 325, 336 (mit Abbildg.); 1878, S. 373. Preuss. Ztschr. 24, 325; 27, 155. Rev. univers. Mars et Avril 1878, III, 2, S. 370. 2) B. u. h. Ztg. 1877, S. 308.

III. SILBER.

85. Silbererze.[1]) Die Gewinnung des Silbers geschieht theils aus eigentlichen Silbererzen, theils aus Erzen, welche Silber nur als Nebenbestandtheil enthalten. Silbererze.

a) Eigentliche Silbererze, und zwar

Gediegen Silber mit bis 99.8 Ag, zuweilen Au, Cu, Sb, As und Fe enthaltend (Kongsberg[2]), Andreasberg, Freiberg, Obernsee[3]), Californien, Altai, Chile, Sierra Amalgrera[4])).

Silberamalgam, Ag_2Hg_3 bis AgHg mit 26.5—35 Ag, zuweilen Ag_7Hg_2 mit 65.4 und $Ag_{12}Hg$ mit 86 Ag (Chile).

Antimonsilber Ag_2Sb bis Ag_6Sb mit 64—84 Ag (Andreasberg, Wolfach, Allemont, Chile, Mexico).

Tellursilber Ag_2Te mit 63 Ag (Californien[5]), Colorado[6]), Siebenbürgen, Altai), häufig goldhaltig.

Silberglanz (Geschmeidig Glaserz) Ag_2S mit 87 Ag (Freiberg, Schemnitz, Kongsberg, Andreasberg, Altai, Mexico, Chile).

Sprödglaserz (Melanglanz, Schwarzgiltigerz) $5Ag_2S$, Sb_2S_3 mit 68.5 Ag, zuweilen geringe Menge Fe, Cu und As enthaltend (Andreasberg, Freiberg, Böhmen, Schemnitz, Mexico).

Miargyrit Ag_2S, Sb_2S_3 mit 36.9 Ag (Freiberg, Spanien, Mexico).

Dunkles Rothgiltigerz (Antimonsilberblende, Pyrargyrit) $3Ag_2S, Sb_2S_3$ mit 60 Ag, zuweilen arsenhaltig (Andreasberg, Freiberg, Wolfach und Wittichen in Baden, Cornwall, Kongsberg, Mexico).

Lichtes Rothgiltigerz (Arseniksilberblende, Rubinblende, Proustit) $3Ag_2S, As_2S_3$ mit 65.4 Ag (Vorkommen wie Pyrargyrit, nur seltener, zuweilen antimonhaltig).

Polybasit (Eugenglanz) $9(Cu_2S, Ag_2S)(Sb_2S_3, As_2S_3)$ mit 64 bis über 72 Ag; für Ag treten zum Theil Cu (10—3), weniger Fe und Zn, für Sb zum Theil bis vollständig As auf (Andreasberg, Freiberg, Schemnitz, Joachimsthal, Mexico).

Kupfersilberglanz (Stromeyerit) $Cu_2S + Ag_2S$ mit 53 Ag und 31 Cu (Schlesien, Altai, Chile).

Silberkerate[7]), und zwar Horn- oder Chlorsilber, AgCl mit 75.2 Ag (Mexico, Chile, Peru, Altai, Colorado[8]), Leadville[9]), seltener in Freiberg, Kongsberg).

---

1) Kerl, Met. 4, 1. Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Artik. Silber. Silbererze in Mexico u. Südamerika (Columbia, Ecuador, Peru, Chili) nach Richter und Hübner in Preuss. Ztschr. Bd. 24, Lief. 4; in den Weststaaten Amerikas ebend. Bd. 25, S. 77 (Hübner); Bd. 26, S. 311 (Koch); Colorado in B. u. h. Ztg. 1878, S. 431; Sardinien in B. u. h. Ztg. 1877, S. 47; Quanaxuato in B. u. h. Ztg. 1876, S. 425 (v. Uslar). 2) Berggeist 1871, Nr. 62, 100. B. u. h. Ztg. 1878, S. 63. 3) B. u. h. Ztg. 1865, Nr. 44; 1871, S. 322 (Vorn S. 129, 225). 4) Ebend. 1878, S. 269. 5) Ebend. 1865, S. 374. 6) Engin. and Min. Journ. 1877, Vol. 24, Nr. 1; 1878, Nr. 4. Ann. d. min. livr. 1 de 1878 (Rolland). Oest. Ztschr. 1878, Nr. 1. B. u. h. Ztg. 1877, S. 229, 287; 1878, S. 371; 1879, S. 164. v. Leonhard's Jahrb. f. Mineralogie u. s. w. 1873, Hft. 5; 1874, Hft. 1 (Burkart). 7) Chilesische Kerate in B. u. h. Ztg. 1859, S. 452; 1860, S. 187; 1861, S. 308. Preuss. Ztschr. 24, 230. 8) B. u. h. Ztg. 1879, S. 174. 9) Ebend. 1880, S. 319.

Bromsilber (Bromit) Ag Br mit 58 Ag (Mexico, Chile), Chlorbromsilber (Embolit) mit 61—70 Ag und Jodsilber (Jodit) Ag J mit 46 Ag (Mexico, Chile).

Dürrerze sind Gemenge von eigentlichen Silbererzen mit erdigen Substanzen, denen ausser silberhaltigen auch andere geschwefelte Erze beigemengt sein können (kiesige, blendige, kupferhaltige D.).

Silberhaltige Erze.

b) Silberhaltige Erze, von denen die oxydirten silberärmer zu sein pflegen, als die geschwefelten, von letzteren am ärmsten die eisenhaltigen, dann folgen die zink-, kupfer- und bleihaltigen.

Bleierze. Bleiglanz (S. 1) dient häufig zur Silbergewinnung; oxydirte Bleierze meist silberarm (Verschmelzen antimonreicher oxydischer Erze mit 0.33 Proc. Ag zu Montezuola). — Kupfererze (S. 129) im oxydirten Zustande meist silberarm, desgleichen die nicht mit Bleiganz oder Silbererzen vorkommenden geschwefelten Kupfererze, bis auf Fahlerze, welche zuweilen in eigentliche Silbererze übergehen (Weissgiltig oder Silberfahlerz mit 18—32 Ag; Freiberg, Schladming, Wolfach). — Zinkerze dienen selten zur Silbergewinnung; Zinkblende meist silberarm, kann einen grösseren Silbergehalt durch beigemengte Silber- und Bleierze erhalten, ist aber zuweilen an und für sich silberreicher. Die Blende von Pontpéan[1]) enthält in 1000 kg 1000—1500 g Ag, etwa 5 mal mehr, als der gleichzeitig damit einbrechende Bleiglanz, Poullaouener schwarze Blende 20 mal so viel Silber; auch in Mexico[2]) und Colorado[3]) giebt es silberreiche Blenden. Zugutemachung[4]) solcher silberreichen Blenden durch Rösten, Abdestilliren des Zinkes und Verbleien des Rückstandes; oder oxydirendes Rösten, Auslaugen des Silbersulfates durch Wasser, Verhütten des Rückstandes auf Zink u. s. w.; oder chlorirendes Rösten, Auslaugen des Chlorsilbers durch Kochsalzlauge, wobei aber auch Zink extrahirt wird, und Destilliren des Rückstandes u. s. w. — Schwefel- und Magnetkiese, meist silberarm, lassen, als Zuschlagserze benutzt, ihren Silbergehalt zum Theil gewinnen. — Arsenik- und Antimonerze meist silberarm, wenn nicht eigentliche Silbererze beigemengt sind (Andreasberg). — Wismuth-, Kobalt- und Nickelerze können einen gewinnungswürdigen Silbergehalt durch beigemengte Silbererze erhalten (Joachimsthal[5]), Brixlegg[6])); durch Verwittern der Erze kann sich der Silbergehalt ändern.[7])

Aufbereitung.

Die Aufbereitung der Silbererze muss wegen ihres im Vergleiche zu den Beimengungen verhältnissmässig geringen specifischen Gewichtes sehr sorgfältig geschehen, falls man behufs Vermeidung mechanischer Verluste überall nicht vorzieht, ein unaufbereitetes ärmeres Haufwerk zu verschmelzen.

In armen schwerspäthigen Erzen hat man den Silbergehalt dadurch anzureichern versucht, dass man dieselben mit Kohle im Flammofen glüht und das gebildete Schwefelbarium durch Wasser extrahirt.[8]) Bei längerem Liegen an der Luft können sich Silbererze zersetzen.[9])

86. Silbergewinnungsmethoden.[10]) Die Darstellung des Silbers aus Erzen und Hüttenproducten kann geschehen:

Verbleiung.

1) Auf trockenem Wege durch Verbleiung. Sowohl metallisches Blei, als Bleioxyd und Bleisulfat haben die Eigenschaft, das Silber aus seinen Verbindungen mit Schwefel, Antimon, Arsen, mit Metallen, z. B. Kupfer, und mit Säuren, z. B. aus Silbersulfat, abzuscheiden, worauf sich das freigemachte Silber mit einem Ueberschusse des Bleies zu Werkblei[11]) verbindet.

---

1) Kerl, Met. 2, 5, 629. B. u. h. Ztg. 1862, S. 9; 1870, S. 190. 2) American Journ. of mining 1868, Vol. 5, Nr. 11. 3) B. u. h. Ztg. 1875, S. 264. 4) Ebend. 1870, S. 190, 347, 416; 1875, S. 264, 285; 1876, S. 202. 5) Kerl, Met. 4, 301. 6) B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 7) Ebend. 1874, S. 265. 8) Ebend. 1863, S. 114, 269. Oest. Ztschr. 1862, Nr. 49, 50; 1863, Nr. 1. 9) Freiberger Jahrb. 1843. 10) Phillips, the Mining and Metallurgy of Gold and Silver. London, Spon. Simonin, l'or et l'argent. 2. édit. Paris 1880. Literatur in Schubarth's und Kerl's Repertor. der techn. Literatur. Silber im Alterthume in B. u. h. Ztg. 1880, S. 173. 11) Analysen von Werkblei in Kerl's Met. 1, 734. B. u. h. Ztg. 1863, S. 90; 1869, S. 426; 1870, S. 246; 1871, S. 145.

a. $Ag_2 S + x Pb = Ag_2 Pbx + Pb S$.
b. $Ag_2 S + 2 Pb O = 2 Ag Pb + S O_2$.
c. $Ag_2 S + Pb O, S O_3 = Ag_2 Pb + 2 S O_2$.
d. $Ag_2 O, S O_3 + 3 Pb = Ag_2 Pb + 2 Pb O + S O_2$.

Silberkerate werden von Bleioxyd rasch zersetzt.

Aus dem Werkblei wird entweder durch ein oxydirendes Schmelzen (Abtreiben) unter Bildung von Bleioxyd (Glätte) das Silber in mehr oder weniger reinem Zustande als Blicksilber abgeschieden und dieses durch ein nochmaliges oxydirendes Schmelzen (Feinbrennen, Feinschmelzen, Raffiniren) in völlig reinen Zustand (Feinsilber, Brandsilber, raffinirtes Silber) versetzt; oder man gewinnt durch den Pattinson'schen Krystallisationsprocess bei niedriger Temperatur daraus gleich eine verhältnissmässig grosse Menge sehr reinen und silberarmen Handelsbleies und treibt nur den mit Silber bedeutend angereicherten Rest des Werkbleies ab, oder es wird dem Werkblei durch Zink (Parkes' Zinkprocess) das Silber entzogen, das entarmte Blei raffinirt und aus dem silberhaltigen Zinke auf verschiedene Weise das Silber gewonnen.

Die Verbleiung der Erze und Hüttenproducte zur Extraction ihres Silbergehaltes ist zwar ein ganz allgemein anwendbarer Process, giebt aber je nach dem Verbindungszustande des Silbers mehr oder weniger grosse Metallverluste bei einem bedeutenden Aufwande an Brennmaterial und Zeit, letzterer hauptsächlich veranlasst durch das Entstehen zahlreicher Zwischenproducte (Saigerung, Abdarrprocess u. s. w.). Man hat deshalb neuerdings, wo die Erzbeschaffenheit solches zulässt, den trockenen Weg häufig durch den rascher und mit geringeren Verlusten zum Ziele führenden nassen Weg ersetzt oder mit diesem combinirt. Werth des Processes.

2) Auf nassem Wege. Das Silber wird entweder auf trockenem oder nassem Wege in einen Zustand versetzt, in welchem sich dasselbe mit Quecksilber verbindet und dann aus dem Amalgam durch Glühen gewinnen lässt (Amalgamation); — oder man scheidet das Silber, nachdem es als Chlorid oder Sulfat in Lösung gebracht, aus dieser durch Kupfer (Augustin's und Ziervogel's Methode) metallisch oder durch Schwefelnatrium als Schwefelmetall (Methoden von Patera, Kiss u. s. w.) oder durch Salzsäure als Chlorsilber aus (Patera's Verfahren); — oder man zieht durch Säuren die Begleiter des Silbers aus und verarbeitet den silberreichen Silberschlamm auf trockenem oder nassem Wege (Säureextraction). Nasse Processe. Amalgamation. Auflösungs- und Fällungsprocesse. Säureextraction.

Die Processe dieser Art erfordern, wenn sie ein ökonomisch günstiges Resultat geben sollen, meist Erze von einem gewissen Grade der Reinheit (störend influiren besonders Antimon, Arsen, Blei, auch wohl Zinkblende); nur die Säureextraction ist einer allgemeineren Anwendung, namentlich bei unreinerem kupferhaltigen Materiale fähig. Während mittelst Bleies sich Gold und Silber gleichzeitig gewinnen lassen, so gestatten solches die nassen Processe nur theilweise (Methode von Patera und Rössner). Tellurerze[1]) lassen sich vortheilhafter durch Schmelzung, als auf nassem Wege verarbeiten. Elektrochemische Processe[2]) haben weniger für Erze, als für unreine Silber Eingang gefunden (S. 244). Werth der Processe.

Silberproduction[3]) in 1500—1848 = 1 470 000 000 kg; in 1840—1866 = 18 900 000 kg, Zunahme derselben neuerdings wegen der Quecksilbergewinnung in Ca- Silberproduction.

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 287; 1878, S. 371. 2) Dingl. 133, 213. 3) Muspratt's techn. Chem. 3. Aufl. Bd. 6, S. 454. Werth des Silbers: B. u. h. Ztg. 1874, S. 94. Raymond in Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. 3, 426. Kuhlow, Gold und Silber in Amerika in B. u. h. Ztg. 1876, S. 288.

lifornien für mexicanische und südamerikanische Erze, Entdeckung reicher Erze in den Ver. Staaten und des Aufschwunges in Spanien.

' Production in 1874: Ver. Staaten 35 400 000, Deutschland 154 079, Oesterreich 38 496, Frankreich 34 000, Spanien 33 000, England 15 838, Norwegen 3500, Italien 3400, Schweden 700 kg.

I. Abtheilung.

Trockene Processe. (Verbleiung.)

Umfang der Processe.

87. Allgemeines. Die hierher gehörigen Processe zerfallen in die Darstellung von Werkblei und die Abscheidung des Silbers aus letzterem.

1. Abschnitt.

Darstellung von Werkblei.

Auswahl der Methode.

88. Allgemeines. Bei Auswahl der zu wählenden Zugutemachungsmethode sind ausser lokalen Verhältnissen hauptsächlich maassgebend: die Art des silberhaltigen Materiales (Erze, Leche, Speisen, Schwarzkupfer), deren Silbergehalt und fremde Beimengungen.

1. Capitel. Verbleiung von Erzen.

89. Verbleiungsmethoden. Dieselben können je nach der Reichhaltigkeit der Erze folgende sein:

Reiche Erze.

A. Reiche Silbererze, und zwar:

1) Gediegen Silber.

a) Einschmelzen in Tiegeln von Graphit oder feuerfestem Thone unter Zusatz von Flussmitteln (Potasche, Glas, Borax, Soda), etwas Eisen behufs Zerlegung etwa vorhandenen Schwefelsilbers und von etwas Blei oder besser Glätte, welche letztere die Verschlackung erdiger Bestandtheile begünstigt. Die Zersetzung ist um so vollkommener, je weniger Kupfer vorhanden.

Beispiele. Kongsberg.

Aelteres Verfahren in Kongsberg.[1]) Schmelzen von ged. Silber mit 90 Proc. Ag mit 3 Proc. Eisenfeile, Quarz und 1 Proc. Borax in Quantitäten von 150 kg in Graphittiegeln in einem Zugofen, Feinbrennen des bleihaltigen Silbers und Abgabe der von Silberkörnern befreiten Schlacke an die Roharbeit.

China.

China.[2]) Schmelzen reicher Erze in Tiegeln in einer Art Sefströmofen.

b) Feinbrennen.

Beispiel. Kongsberg.

Jetziges Verfahren zu Kongsberg.[3]) Einschmelzen des quecksilberhaltigen gediegenen Silbers (bis 1000 kg) mit etwas Eisendraht und $^2/_3$ Proc. granulirtem Blei

---

1) Kerl, Met. 4, 56. B. u. h. Ztg. 1855, S. 49, 99; 1858, S. 101; 1866, S. 172, 250. Preuss. Ztschr. 14, 96. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 399. 3) Ebend. 1855, S. 117; 1862, S. 437. Berggeist 1872, Nr. 3. Kerl, Met. 4, 58. Percy, Silver and Gold. 1880, 1, 506.

in einem Flammofen mit beweglichem Teste, wiederholtes Einrühren von Kalkstein und Abziehen der Krätze, Feintreiben in gewöhnlicher Weise. Das Quecksilber (etwa 2 Proc.) lässt sich nur in der stärksten Hitze verflüchtigen und nimmt Silber mit fort, trägt aber zur Reinigung des Silbers bei, so dass das erfolgende Silber im granulirten Zustande besonders für photographische Zwecke sehr geeignet ist.

c) Eintränken beim Abtreiben, welchem einfachsten Verfahren auch unterworfen werden

2) Silbererze oder Producte mit einem Gehalte an Antimon, Arsen, Schwefel. Nachdem der Abstrich vom Werkbleie entfernt, fügt man aus einem eisernen Löffel bei Abstellung des Gebläses das Silbererz zu und feuert scharf, wobei dasselbe abröstet und vom metallischen Bleie und Bleioxyde seines Silbergehaltes beraubt wird, während die erdigen Bestandtheile nach dem Anlassen des Gebläses eine bleiische, mit dem Streichholze abzuziehende und zur Bleiarbeit kommende Schlacke geben, worauf das Treiben seinen gewöhnlichen Verlauf nimmt. Aermere Erze erzeugen zu viel Schlacke.

Andreasberg.[1]) Zusatz von 50—100 kg Silbererz mit über 10 Proc. Ag zu 5000 kg Werkblei nach genommenem Abstriche, scharfes Feuern während 1 St. und Abziehen der Schlacke. Aehnliches Verfahren in Freiberg, wobei die Erze wohl gleich mit dem dieselben enthaltenden Holzgefässe eingetränkt werden. Beispiele. Andreasberg.

Lautenthal. Früher Eintränken von 175—200 kg silberreichen zinkischen Oxyden vom Wasserdampfen des Zinkschaumes (S. 253) in 6000 kg Werkblei, nachdem die Abstrichperiode eingetreten ist; jetzt Schnabelprocess in Ausführung. Lautenthal.

Poullaouen.[2]) Eintränken von rother Erde (Quarzsand und eisenschüssiger Thon mit Silberkeraten, Schwefel- und Gediegen Silber) mit über 2 Proc. Ag in der Glättebildungsperiode. Poullaouen.

Auch für californisches Tellursilber[3]) ist das Eintränken vorgeschlagen und Fuller[4]) presst Silbererze durch Blei.

B. Mittelreiche Silbererze. Verschmelzen derselben mit Bleierzen oder bleiischen Zuschlägen und Flussmitteln in Schachtöfen nach Art der Niederschlagsarbeit oder ordinären Bleiarbeit (S. 55, 67), wobei das Silber vom Bleie gedeckt sein und bei rohen Bleierzen auf den passenden Eisenzuschlag Rücksicht genommen werden muss.[5]) Mittelreiche Silbererze.

Andreasberg.[6]) Verschmelzen eigener und amerikanischer gold- und silberhaltiger Erze, wobei man so viel bleiische Zuschläge giebt, dass bei Erzen mit 0.2—0.5, 0.5—1.0 und über 1.0 Proc. Ag Werkbleie mit resp. 0.5, 1.0 und 1—2 Proc. Ag entstehen. Beschickung für 100 kg goldhaltige Erze: 75 bleiische Vorschläge, 20 Unterharzer Kupfererzschlacken, 29 gerösteter Bleistein, 287 Bleischlacken bei Durchsatz von 6600 kg Beschickung im 4förmigen Rundofen (S. 39) in 24 St. mit 7.4 Beschickung auf 1 Cokes; Beschickung für goldfreie Erze: 50 bleiische Vorschläge, 48 Unterharzer Schlacken, 31 gerösteter Bleistein, 211 Schlacken bei 6650 kg Durchsetzquantum und Verbrauch von 1 Cokes auf 7.2 Beschickung. Beispiele. Andreasberg.

Man erhält silberarme Schlacken und Bleistein, in welche das Gold in verhältnissmässig geringerer Menge eingeht, als das Silber; es berechnet sich der Goldgehalt auf Silber bezogen in dem direct ausgebrachten Silber zu 0.887, im Silber von der Steinarbeit (1. Durchstechen) 0.140, im Silber von der Probirung der Schlacken 0.277, im Silber aus dem Ofenrauche 0.300 Proc. — Beschickung für die Bleisteinarbeit: 100 Stein, 38 bleiische Vorschläge, 170 Schlacken; Durchsetzquantum von 6050 kg Beschickung in 24 St.; auf 1 kg Cokes 7.7 kg Beschickung. Rösten des Steines in mit Condensationscanälen versehenen Schachtöfen von 23.4 Proc. auf 5 Proc. Schwefelgehalt. Neuere Beschickungen S. 64. — Verschmelzen alter Haldenschlacken auf Werkblei und Stein.

---

1) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 694. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 351. 3) Ebend. 1865, S. 374. 4) Ebend. 1868, S. 104. 5) Ebend. 1857, S. 51. 6) Preuss. Ztschr. 20, 156.

Analysen von Schlacken:

	a.	b.	c.	d.
Kieselsäure	42.4	40.9	30.15	47.75
Eisenoxydul	13.7	24.7	38.50	18.90
Thonerde	19.5	15.3	15.90	21.20
Kalkerde	12.6	8.8	10.03	6.00
Magnesia	7.1	6.6	1.05	2.90
Kupferoxydul . . .	—	0.27	0.50	—
Bleioxyd	1.2	1.25	3.55	2.25
Silber	0.0025	0.0030	0.003	0.001
Arsen und Antimon .	—	—	—	Spr.

a. Von goldhaltigen Erzen. b. Von goldfreien Erzen. c. Von der Steinarbeit. d. Vom Haldenschlackenschmelzen.

Brixlegg. Brixlegg (Tyrol).[1] Nach C. Balling Verschmelzen Silber, Kupfer, Nickel, und Kobalt enthaltender Erze, sowie Silber und Gold enthaltender Kiese im 6förmigen Rundofen von 6.3 m Höhe, 1.5 m Weite oben und 1.2 m unten mit im Fortschaufelungsofen gerösteten Bleierzen, wobei Rohlech, Speise, Werkblei und Schlacke erfolgen; Durchsetzen des gerösteten Rohleches mit gerösteten Bleierzen und bleiischen Treibproducten behufs Entsilberung und Entgoldung auf Reichlech, Werkblei und Schlacke; Verschmelzen des gerösteten Reichlechs auf silberhaltiges Schwarzkupfer und Extraction desselben mittelst Schwefelsäure; Abtreiben des Werkbleies und Concentration der partiell gerösteten Rohspeise.

Californien. Californien.[2]) Stetefeldt empfiehlt Tellursilbererze, welche für sich geröstet leicht schmelzen und leichtschmelzige tellurige Säure geben, die sich in hoher Temperatur verflüchtigt, mit Bleierzen im Flammofen zu rösten, dann mit Eisenerzen oder goldhaltigen Schwefelkiesen und etwas Kalk auf Werkblei zu verschmelzen.

Montezuma. Montezuma.[3]) Verschmelzen eines aus 51.94 Antimonoxyd, 40.89 Bleioxyd, 0.33 Silber, 0.60 Eisenoxyd, 1.66 Rückstand und 4.58 Wasser bestehenden Erzes im Montezumaofen (3förmiger Schachtofen mit oblongem Querschnitte, 12—13 Tons Beschickung haltend) auf Antimonblei, Raffiniren desselben im Flammofen mit Eisenpfanne unter Verflüchtigung von bleihaltigem Antimonoxyd (Verschmelzen auf Hartblei), Abtreiben des raffinirten Bleies im englischen Treibofen.

Michigan. Wyandotte Schmelzwerk in Michigan.[4]) Verschmelzen von Erzen mit 3 Proc. Silbergehalt mit Bleiglanz, Kalkstein und Eisenschlacken auf Werkblei mit 6—8 Proc. Ag und Stein, welcher nach der Röstung wiederholt so lange zugeschlagen wird, bis er hinreichend Nickel (etwa 14 Proc.) enthält, um im Flammofen auf Speise mit 25 Proc. Ni verarbeitet zu werden, welch letztere noch mit Blei und nach Augustin's Methode entsilbert wird.

Aehnliche Processe zu Allemont, Freiberg, auf den ober- und niederungarischen Hütten, in Mexico[5]), Colorado.[6])

Arme Silbererze. Roharbeit. C. Arme Silbererze (Dürrerze). Dieselben werden, da sie bei directer Verbleiung ein zu armes Werkblei bei viel blei- und silberreicher Schlacke geben würden, der Roharbeit unterworfen, d. h. mit Schwefelkies (falls die Erze nicht solchen schon in genügender Menge enthalten) oder bei Mangel daran mit schwefelhaltigen Substanzen (Schwerspath[7]), Glaubersalz, Sodarückständen) und Flussmitteln zusammen geschmolzen, wobei sich fremde Metalloxyde und Erden verschlacken, während das Silber bei seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel in dem entstehenden Rohsteine, im Wesentlichen Schwefeleisen, sich anreichert, der dann durch Blei weiter entsilbert wird. Der Process gelingt am besten, wenn man eine sich dem Bisilicat nähernde eisen- und kalkhaltige Schlacke erzeugt, aus welcher sich der Rohstein gut separirt, sowie Beschickungen herstellt, welche 30—50 Proc. Rohstein mit 0.16—0.2 Proc. Ag liefern.

---

1) C. Balling, die Montanindustrie in Tyrol. Wien 1872, S. 27. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374. 3) Hague, Mining Industry. Washington 1870, S. 300, Taf. 25. 4) B. u. h. Ztg. 1874, S. 455 mit Analysen der Schmelzmaterialien und Producte. 5) Ebend. 1872, S. 134. 6) Ebend. 1878, S. 371. 7) Bgwfrd. Bd. 16, Nr. 7.

Da immer etwas Rohstein den Schlacken mechanisch anhaftet, so darf ersterer nicht zu silberreich sein. Um obiges Rohsteinverhältniss zu erzielen, muss der Zuschlagskies oder ein kiesiges Silbererz durch die Rohsteinprobe unter Verschlackung des etwaigen Erdengehaltes auf den Gehalt an Einfach-Schwefeleisen oder auf den Schwefelgehalt (Lend[1])) geprüft werden. Es empfiehlt sich behufs Herstellung einer passenden Beschickung und der Bestimmung fremder Schwefelmetalle, welche auf die Silberansammlung günstig oder schädlich wirken, Erze und Zuschläge analytisch zu untersuchen.[2]) Während Kupferkies die Ansammlung des Silbers im Stein begünstigt, aber demnächst die Abscheidung des ersteren aus letzterem durch Blei um so mehr erschwert, je höher der Kupfergehalt, wirken Arsenkies und Zinkblende stets schädlich, indem sie die Ansammlungskraft des Schwefeleisens schwächen, die Silberverflüchtigung begünstigen, letztere auch strengflüssige Schlacken und zinkische Ansätze giebt. Bei kupferreichen Producten sucht man wohl durch grössere Kieszuschläge den Kupfergehalt herabzubringen (Altai). Bei der Roharbeit werden zuweilen metallhaltige Abfälle (Schlacken, Krätzen) zweckmässig zugesetzt (Freiberger Schlackenarbeit). Durch die Zuschlagskiese kann Gold, Selen und Tellur in den Rohstein kommen (Kongsberg). Um nicht zu viel und zu armen Stein zu erhalten, kann sich eine theilweise Röstung der Kiese empfehlen, wodurch auch das Zink als Oxyd verschlackbar gemacht wird.

Das Schmelzen geschieht seltener in Flammöfen (z. B. bei blendigen Erzen und billigen rohen Brennmaterialien), als in Schachtöfen bald mit geraden Wänden (Ungarn), bald von der Gestalt der Eisenhohöfen (Lend), der Vogl'schen (früher in Freiberg) und der Pilz'schen Oefen (jetzt in Freiberg), meist als Sumpföfen zugemacht und je nach der Strengflüssigkeit der Beschickung, dem Zinkgehalte der Erze, der Beschaffenheit des Brennmateriales mehr oder weniger hoch, bei zinkischen Erzen[3]) z. B. weniger hoch. Erhitzte Gebläseluft kann zu Brennstoffersparung, einer grösseren Production und längeren Schmelzcampagnen führen (Kongsberg, Zsarnowitz). Schmelzöfen.

In Freiberg[4]) gewährten Flammöfen den Wellner'schen Doppelöfen (S. 34) gegenüber Vortheile; auch sind sie auf Zancudohütte[5]) in Anwendung. In Swansea ist beim Verschmelzen silberhaltiger Rückstände von der Zinkgewinnung aus Blende mit Schwefelkies ein Flammofen mit gegen die Feuerbrücke geneigtem Herde angewandt worden, von welchem durch einen Schlitz vor letzterer Schlacke und Stein abfliessen.

Als Producte beim Schmelzen erfolgen hauptsächlich: Schmelzproducte. Rohstein.

1. Rohstein[6]), entsprechend dem Ausdrucke 2RS, R_2S oder 3RS, $2R_2S$, worin R = Fe, Zn, Ag, Pb und $R_2 = Fe_2, Cu_2, Pb_2$, und beispielsweise von folgender Zusammensetzung:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Eisen	57.78	64.50	55.1	46.89	63.85	25—35
Kupfer	4.42	2.50	4.3	5.00	8.40	7—15
Zink	2.62	1.00	3.7	6.30	0.13	3—8
Blei	5.00	—	2.1	2.45	0.70	3—8
Silber	0.086	0.33	—	0.13	0.32	—
Nickel }	1.31 }		0.8	—	—	—
Kobalt }	— }	0.35	—	—	—	—
Mangan }	— }		—	—	—	—
Calcium	—	—	1.2	—	Barium	15—20
Antimon }	0.24	Spr.	1.2	Spr.	Natrium	2—5
Arsen }			1.3	Spr.	—	—

1) Oest. Ztschr. 1862, S. 306. 2) Ebend. 1857, S. 185. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 4) Kerl, Met. 4, 69. 5) B. u. h. Ztg. 1867, S. 27. 6) Kerl, Met. 1, 746. Oest. Ztschr. 1862, Nr. 40. B. u. h. Ztg. 1865, S. 410.

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Schwefel . .	26.70	30.00	27.9	36.97	22.26	—
Selen . . .	— }	0.046	—	—	—	—
Tellur . . .	— }					
Gold	—	—	—	0.0041	0.0064	—

a. Freiberger Flammofenst. (1862). b. Von Kongsberg. c. Von Lend. d. und e. Roh- und Anreichlech von Schemnitz. f. Altai.

Der Rohstein wird entweder zur Verbleiung gegeben, wobei derselbe im gerösteten Zustande noch die Schlackenbildung befördert, arme Schlacken liefert und als Präcipitationsmittel für Blei dienen kann, — oder zuvor durch Rösten und reducirend-solvirendes Schmelzen concentrirt, wobei man vortheilhaft quarzige silberreichere Erze zusetzen kann (Niederungarn, Kongsberg). Eine bei der basischeren Beschickung (Entstehung von Singulo- und Subsilicatschlacken) meist nicht zu umgehende Eisensauenbildung wirkt auf den Silbergehalt der Schlacken vortheilhaft.[1]) Neuerdings sind mehrfach nasse Processe an die Stelle der Steinverbleiung getreten.

Roh-schlacken.

2. Rohschlacken.[2]) Im Wesentlichen Singulo- und Bisilicate von Eisenoxydul, Kalk und Thonerde (von Freiberg z. B. 15 R O, 2 $Al_2 O_3$, 18 Si O mit 40—50 Proc. $Si O_2$, zu Lend Bisilicate mit 51 Proc. $Si O_2$).

Rohstein-entsilberung. Eintränkarbeit.

Die Entsilberung des Rohsteines geschieht:

1) Durch Einrühren im flüssigen Zustande in metallisches Blei (Eintränkarbeit), welches Verfahren im Vergleiche zu dem nachfolgenden Schmelzen mit bleiischen Erzen oder Producten bei höherer Temperatur trotz wiederholter Behandlung des Steines mit Blei keine so vollständige Entsilberung, aber einen geringeren Blei- und Kupferverlust zulässt und besonders da in Anwendung kommt, wo Brennmaterial und Blei theuer und mittelst einer kleinen Menge Blei grössere Mengen Stein zu entsilbern sind. Seltener wird der Rohstein behufs Entsilberung grösserer Mengen in einem besonderen Herde eingeschmolzen und dann Blei zugesetzt (Altai), als gleich im flüssigen Zustande aus dem Rohofen ins geschmolzene Blei abgestochen (Kongsberg, Zancudohütte), was das Silberausbringen begünstigt. Ein Aufsteigenlassen des flüssigen Steines in dünnen Strahlen in Blei (hydrostatisches Schmelzen, Schmelzen durch die Bleisäule) hat sich nicht bewährt (Müsen, Oberharz, Altai).[3]) Aus kupferhaltigen Lechen wird durch das Blei eine nicht unbeträchtliche Menge Kupfer ausgezogen, aber auch aus kupferhaltigem Blei vom Steine Kupfer aufgenommen. Bei gleichzeitiger Anwendung von Bleioxyd (Glätte, Herd) neben metallischem Blei treten energischere Reactionen ein (Zancudohütte[4])).

Beispiele. Altai.

Altai.[5]) Verschmelzen quarziger und schwerspäthiger Erze mit 0.05—0.06 Proc. Ag mit entsilbertem Rohstein, Kalkstein und Bleierzschlacken in 3.66—4.88 m hohen einförmigen Oefen auf Rohstein mit 0.16—0.2 Proc. Ag (bei 0.24 Proc. wird der Silberverlust schon bedeutend, unter 0.16 Proc. steigt der Bleiverbrand), Einschmelzen von 2457 kg in 3förmigen Herden von 1.37 m Durchmesser und 0.91 m Tiefe mit Gebläse über Kohlen, Abziehen der Schlacke, Aufwerfen glühender Kohlen, Zusatz

1) Berggeist 1872, Nr. 3. 2) Analysen: Kerl, Met. 1, 851. Oest. Ztschr. 1862, S. 299. 3) Kerl, Met. 4, 77. 4) B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 5) Ebend. 1853, S. 37; 1870, S. 13, 49. Kerl, Met. 4, 74, 78. v. Cotta, der Altai. Leipzig 1871.

von Bleibarren (819 kg), Polen, separates Abstechen von Werkblei und Stein, welcher noch mehrmals mit gleicher Bleimenge behandelt wird, bis sein Gehalt auf etwa 0.05 Proc. herabgegangen ist.

Kongsberg. Kongsberg.[1]) Verschmelzen quarziger und kalkiger Dürrerze mit 0.023—0.12 Proc. Ag mit eisenoxydulreichen Schlacken und Schwefelkies in Freiberger Rohöfen mit Wind von 188—250° C. (aus kupfernen Formen, welche im Rüssel eine mittlere und an der Peripherie 7 Oeffnungen haben) auf Rohstein (13—17 Proc.) mit nicht über 0.31 Proc. Ag, wo dann absetzbare Schlacken mit etwa 0.0031 Proc. Ag erfolgen; Durchsetzen des 3—4mal gerösteten Rohsteines mit reicheren Erzen mit 0.5—0.6 Proc. Ag, Bleistein, Gekrätz u. s. w. auf Concentrationsstein mit 2—2½ Proc. Ag, Einrühren desselben in 10 Proc. armes Werkblei, welches dann 10 Proc. Ag enthält, und Verschmelzen des entsilberten rohen Steines mit ½—1½ Proc. Ag (Bleistein) mit bleiischen Vorschlägen, Eisensauen und Schlacken auf entsilberten Bleistein mit 0.25—0.4 Proc. Ag, welcher 3mal in Stadeln geröstet, mit ärmeren Schliegen oder Flugstaub durchgestochen und in armes kupferhaltiges Werkblei eingetränkt wird, dessen Kupfergehalt in den Stein geht; zweimalige Veränderung des erfolgenden Kupfersteines, hierauf Rösten und Spuren desselben, wo dann zuletzt Kupferstein mit 0.031 Proc. Ag erfolgt. 90 Proc. des Ag sammeln sich im Werkblei an; man gewinnt auf 1 Thl. Silber 1—2 Thle. Kupfer und verliert 3.5—4 Thle. Blei; Silberverlust wenigstens 12 Proc. der Anlage.

Zancudohütte. Zancudohütte in Columbia.[2]) Schmelzen gerösteter Erze mit Schlacken und Kiesen im Flammofen auf Rohstein, Pochen und Rösten desselben im Flammofen, Schmelzen mit geröstetem Bleisteine, quarzigen Erzen und Schlacken im 1.88 m hohen Schachtofen, Abstechen des Concentrationssteines in den mit Blei und Glätte versehenen Stechherd (auf 300 Thle. Stein 31 Thle. Blei und 50 Thle. Glätte), Aufstreuen von 30 Thln. bleiischem Herde nach beendigter Reaction unter stetem Rühren, Zurückgeben des entsilberten gerösteten Bleisteines ins Schmelzen. Verlust an güldischem Silber bei der Eintränkarbeit 3.53 Proc., Bleiverlust 23.86 Proc.

Tessié's Verfahren. Verfahren von Tessié du Motay.[3]) Rösten der Steine oder Erze unter Zusatz von Kieselsäure und alsbald in Oxyd übergehendem Blei, Bildung von gold- und silberhaltiger Bleisilicatschlacke, welche wegen fehlenden Schwefelgehaltes die edlen Metalle demnächst weniger leicht zurückhält, Abstechen der Schlacke auf flüssiges Blei, Umrühren damit, Abtreiben des angereicherten Bleies, Verschmelzen der entarmten Schlacke mit Eisen und Kohle, Raffiniren des erfolgenden, Kupfer und Antimon enthaltenden Bleies erst durch Wasserdampf und Schmelzen mit schwefelsaurem Bleioxyd, wobei Antimon entfernt wird, dann Schmelzen mit Schwefelblei, um Kupfer zu entfernen.

Schmelzen. 2) Durch Schmelzen mit Bleierzen oder bleiischen Producten. Die Entsilberung erfolgt leichter und vollständiger, als durch Einträenken, aber die Bleiverflüchtigung nimmt zu.

Beispiele. Lend. Lend im Salzburgischen.[4]) Verschmelzen kiesiger Erze von Böckstein und Rauris mit Amalgamationsrückständen, basischen Schlacken, Kalkstein, auch silberhaltigen Lechen in einem Sumpfofen mit Rast, 7.59 m über der Hüttensohle hoch, auf 40—45 Proc. Rohstein, Concentration desselben im gerösteten Zustande im Schachtofen mit Quarzzuschlag, Verschmelzen des gerösteten Anreichleches mit bleiischen Producten oder Blei bei schwacher Windpressung, nochmalige Entsilberung des erfolgenden Frischleches, Verschmelzen desselben im schwachgerösteten Zustande auf Concentrationsstein mit 30—40 Proc. Cu und auf silberhaltige Speise zur Entsilberung. Neuerdings Transport der Erze nach Brixlegg (S. 256).

Freiberg. Freiberg. Früher[5]) wurden die Bleierzschlacken mit theilweise gerösteten Zuschlagserzen im Flammofen auf Rohstein verschmolzen und dieser im gerösteten Zustande an die Bleiarbeit gegeben (S. 96); jetzt[6]) findet statt (S. 97): ein Verschmelzen der Bleierzschlacken mit Schlacken der Kupferarbeit, geröstetem Bleisteine, bleiischen Producten, Speise, Kalkstein, Flussspath, rohem Steine, Raffinirkrätze, silberhaltigem Kupfer u. s. w. im 8förmigen Pilz'schen Ofen (S. 38) auf Werkblei und Stein, welcher wiederholt beim Schlackenschmelzen zugesetzt wird, bis sich sein Kupfergehalt auf

1) Kerl, Met. 4, 71, 79. Berggeist 1872, Nr. 3. B. u. h. Ztg. 1879, S. 428. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 507. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 27, 33. 3) Oest. Ztschr. 1871, S. 227. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 424; 1873, S. 429. Dingl. 199, 395. Engin. and mining Journ., New York 1872. Vol. 14, p. 51, 84. 5) Kerl, Met. 2, 200; 4, 76, 85. 6) B. u. h. Ztg. 1871, S. 246.

etwa 23 Proc. angereichert hat; derselbe wird dann nach der Abröstung in Kilns im 8förmigen Ofen gespurt, im Flammofen geröstet und mittelst Schwefelsäure entsilbert.

Nieder-ungarn. Niederungarische Hütten[1] (Schemnitz, Kremnitz, Neusohl, Zsarnowitz). Rohschmelzen von 100 kg Erzen (20 Silberschliege, 15 Dürrerze, 45 Kiese, 20 Zuschlagkies), welche 45 Proc. Lech und 0.06 Proc. Ag enthalten, mit 10 kg Ofenbrüchen und Flugstaub, 12 kg Kalkstein und 45 kg Schlacke (Alles auf nahezu Bisilicatschlacke beschickt) in einem zweiförmigen 7.59 m hohen Sumpfofen mit trapezförmigem Querschnitte (jetzt in Pilz'schen Oefen) bei 20.54 cbm durch Gichtgase erhitztem Winde pro Min. von 25 mm Quecksilberpressung auf 32—36 Proc. Rohstein, 6maliges Rösten desselben in Stadeln, Rösten der Bleierze unter Zusatz von Silberschliegen im ungarischen Röstofen (Fig. 61, S. 79) mit 2.61 m langem Vorherde und 1.85 m langem eigentlichen Röstherde und 1.36—1.51 m Breite mit Fischbauchroststäben bei Staubröstung (S. 87) in Posten von 616—672 kg; Reichverbleiung von 50 Proc. gerösteten Bleierzen, 20 Proc. gerösteten Silberschliegen, 30 Proc. Dürrerzen mit 30 Proc. sechsfeurigem Rohleche, 5 Proc. fünffeurigem Reichverbleiungsleche, 35 Proc. bleiischen Zuschlägen (Herd, Glätte, Glättschlacke, Kienstöcke) und 40 Proc. Reichverbleiungsschlacken; auf 1 güldisch Silber kommen am besten 150 Thle. Blei, bei einem Durchschnittsgehalte der Beschickung von 20—28 Proc. Pb, 1—2 Proc. Cu und 0.045—0.070 Proc. güldisch Ag; Verschmelzen in 5.06—5.37 m hohen Halbhohöfen mit trapezförmigem Querschnitte auf Werkblei mit 0.56—0.6 Proc. güldisch Ag und Lech mit 8—12 Proc. Pb, 4—10 Proc. Cu und 0.1—0.3 Proc. Ag; Reichverbleiungslechschmelzen zur Concentration des Kupfergehaltes und Ausziehung von etwa 50 Proc. Ag, 5maliges Rösten des Leches, Verschmelzen mit Dürrerzen, Kienstöcken (Rückständen vom Werkbleisaigern), Ofenbrüchen und Flugstaub mit Glätteblei auf Reichblei mit 0.4—0.6 Proc. Ag und Lechschmelzenslech mit 15—20 Proc. Pb, 8—10 Proc. Cu und 0.08—0.1 Proc. güldisch Silber, welcher letztere zur noch weiteren Concentration des Kupfergehaltes und zur Ausziehung von Gold, Silber und Blei nach 3maliger Röstung mit Rohschlacke auf Werkblei und Kupferstein mit 40 Proc. Cu verschmolzen wird (Lechdurchstechen oder Kupferarbeit). Der Kupferstein geht nach Tajova zur Kupfergewinnung. — Statt der einzelnen Hütten ist bei Schemnitz eine Centralhütte gebaut worden, welche Fortschaufelungs- und Pilzöfen enthält (S. 100).

Kupfererze. D. Silberhaltige Kupfererze. Je nach dem Silbergehalte werden die Erze im rohen oder gerösteten Zustande entweder direct einer Verbleiung unterworfen oder zuvor mit Kieszuschlägen auf Rohstein oder zur Erzielung angereicherter Producte auf Kupferstein oder Schwarzkupfer verschmolzen und diese dann erst entsilbert. Die directe Verbleiung der Erze, welche langwierige, kostspielige Operationen und grossen Zeit- und Brennstoffaufwand bei bedeutenden Metallverlusten erfordert, wird meist nur dann vorgenommen, wenn die Kupfererze mit Bleierzen innig zusammengewachsen sind (Rothenbacher Hütte im Siegen'schen S. 93, Victorfriedrichshütte S. 66) oder erstere bei einem grösseren Silbergehalte nur in verhältnissmässig so geringen Mengen vorkommen, dass sich eine separate Verarbeitung nicht lohnt (Andreasberg S. 64).

Derartige weitschweifige Processe sind neuerdings mit grossem Vortheile mehrfach durch nasse Processe ersetzt; so hat man wohl silberhaltige Fahlerze auf Speise oder Schwarzkupfer verschmolzen und aus diesen das Silber durch nasse Processe (Kochsalzlaugerei, Schwefelsäureextraction) ausgezogen (Ungarn[2]). Letztere haben aber auch ihre grossen Schwierigkeiten, wenn mit den Kupfererzen Bleierze vorkommen. So findet z. B. zu Rothenbacher Hütte im Siegen'schen (S. 93) noch die Silberextraction aus einem Gemenge von silberhaltigem Fahlerze, Kupferkies und Bleiglanz mittelst Bleies statt.

---

1) Kerl, Met. 4, 73, 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 97; 1873, S. 411. Oest. Ztschr. 1862, Nr. 89 (Stammbaum); 1871, Nr. 1—9; 1873, Nr. 38—44. Ann. d. mines, livr. 3 de 1873, p. 391. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369; 1868, S. 123, 359.

Zinkerze

E. Silberhaltige Zinkerze. Silberhaltige Rückstände[1]) von der Zinkgewinnung aus gerösteter Blende von Pontpéan hat man verbleit, wobei aber ein grosser Silberverlust stattfand, der auch immer noch beträchtlich war, als man die Rückstände mit Kupferkies auf Rohstein schmolz und diesen nach Ziervogel's Verfahren entsilberte (Swansea). Silberhaltige blendereiche Bleigeschicke[2]) werden zur möglichst vollständigen Silbergewinnung zweckmässig einem Schlackenrösten unter Quarzzusatz behufs Zersetzung des Blei- und Zinksulfates unterworfen, dann im Schachtofen mit eisenhaltigen Zuschlägen verschmolzen.

Sonstige Entsilberungsversuche.

Blende hat man zu Swansea durch Rösten und Ausziehen des Sulphates erst entsilbert, dann den Rückstand auf Zink verhüttet. Rochel[3]) hat vorgeschlagen, die silberhaltige Přibramer Blende zu rösten, mit Schwefelsäure zu extrahiren (die beim Rösten entstehende schweflige Säure kann als Lösungsmittel angewandt werden), den silber- und bleihaltigen Rückstand an die Bleiniederschlagsarbeit abzugeben, den Zinkvitriol durch Glühen in Vitriolöl und Oxyd zu zerlegen, letzteres zur Zinkgewinnung zu benutzen und die eisenhaltigen Rückstände davon der ordinären Bleiarbeit zu überweisen. Simonet[4]) will gefunden haben, dass beim Rösten der Blende mit Kalkstein die Silberverflüchtigung verhütet wird und das Silber in diese Substanzen geht.

Kobalt- und Nickelerze

F. Silberhaltige Kobalt-, Nickel-, Wismuth- und Uranerze wurden früher zu Joachimsthal[5]) bei bedeutenden Kosten und grossen Metallabgängen durch Blei entsilbert, wobei eine verkäufliche Speise erfolgte, während das Wismuth in der schwarzen Glätte verloren ging. Zuweilen sammelt sich beim Verschmelzen nickelhaltiger Silber- und Bleierze der Nickelgehalt in einem Steine an, der dann auf noch zu entsilbernde Speise verschmolzen wird (Wyandotte Schmelzwerke S. 256).

Neuerdings sind vollkommenere Processe auf nassem Wege von Patera eingeführt, welche aber jetzt nur noch die Urangewinnung betreffen; auch zu Freiberg[6]) hat man Nickel- und Kobalterze versuchsweise direct verbleit.

Arsenerze

G. Arsenerze kommen nach vorheriger Abröstung — bei Nebengewinnung von arseniger Säure — direct zur Verbleiung (Andreasberg[7])) oder werden erst mit Schwefelkies auf Rohstein verschmolzen.

2. Capitel. Verbleiung von Steinen und Speisen.

Methoden

90. Steinverbleiung. Dieselbe geschieht entweder durch Eintränken der ungerösteten Roh-, Kupfer- und Kupferbleisteine in metallisches Blei (S. 255) oder durch Verschmelzen im rohen oder gerösteten Zustande mit rohen oder gerösteten Bleierzen oder bleiischen Producten vom Abtreiben.

Von der Verbleiung der Rohsteine war bereits die Rede (S. 256); desgleichen bei der Bleigewinnung von der der Kupferbleisteine (S. 52, 62). Eigentliche Kupfersteine[8]) werden seltener der Verbleiung, als der nassen Verarbeitung unterworfen, desgleichen auch zuweilen die Rohsteine.

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190. 2) Ebend. 1875, S. 264, 285. 3) Leoben. Jahrb. 1857, Bd. 7, S. 236, 250, 256. Oest. Ztschr. 1857, S. 313. B. u. h. Ztg. 1864, S. 104. Neumann, die Extraction 1863, S. 107. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 347. 5) Kerl, Met. 2, 156; 4, 297, 298. 6) Freib. Jahrb. 1848, S. 79. 7) Kerl, Oberharz. Hüttenproc. 1860, S. 701. 8) Einfluss von Zink und Blei in Polyt. Centr. 1854, S. 1189.

Verfahren.

91. Speiseverbleiung. Bei Blei-, Silber- und Kupferhüttenprocessen fallende Speisen werden neuerdings seltener mittelst Bleies, als auf nassem Wege entsilbert.

Beispiel. Freiberg.

Freiberg.[1]) Verschmelzen des speisehaltigen Steines von der Bleiarbeit mit Bleirändern, 100 Proc. Schlacke und Cokes im Schachtofen auf Kupferstein mit 30 Zehntausendstel Ag, 10 Proc. Pb und 35 Proc. Cu, zum Spuren; Speise in etwa 1 cm starker Schicht mit 50 Zehntausendstel Ag, 30 Proc. Cu, 10—20 Proc. Pb, 5—10 Proc. Fe, 5 Proc. Co und Ni, 15 Proc. As und 2 Proc. S; Schlacke mit 2 Zehntausendstel Ag und 5 Proc. Pb zum Schlackenschmelzen (S. 97); Entsilberung von 100 Thln. Speise durch Schmelzen mit 200 Thln. Schlacke, 5 Thln. Abbränden von der Arsenikarbeit (oder auch Stuffkies) und 25 Thln. bleiischen Zuschlägen, wobei man in 24 St. 7500 kg Rohspeise, 15 000 kg Schlacke, 400 kg Stuffkies und 1500—7500 kg Glätte durchsetzt. Rösten der erfolgenden Speise in zweitheiligen Fortschaufelungsöfen in je 2 Posten à 800 kg während 4 St. unter Beimengung von 4 hl Steinkohle für jede Röstpost, Durchsetzen in 24 St. 4800 kg mit 3 hl Mittelkohle, 6 hl Braunkohlenkläre und 2 hl Waschkohle. 100 Thle. geröstete Speise mit 12 Zehntausendstel Ag, 13 Pb, 30 Cu und ca. 5 Ni und Co nochmals im Schachtofen entsilbert mit 200 Schlacke und 100 bleiischen Vorschlägen, wobei erfolgen: Werkblei mit 20 Zehntausendstel Ag, Speise mit 5 Zehntausendstel Ag, 25 Cu und 10—15 Ni und Co, Schlacke mit 0.05 Zehntausendstel Ag und 7—8 Pb. Verschmelzen der Speise mit 100 Proc. Stuffkiesen und 300 Proc. Schlacke so oft, bis verkaufswürdige Speise entsteht mit 3 Zehntausendstel Ag, 1.5 Pb, 15 Cu, 28 Ni und 4 Co; geht an Blaufarbenwerke.

Wyandotte.

Wyandotte Schmelzwerk. Theilweise Entsilberung von Nickelspeise durch Blei (S. 256).

3. Capitel. Verbleiung von Schwarzkupfer.

Entsilberungsmaterial.

92. Allgemeines. Es können zur Entsilberung kommen:

1. Silberreiches Kupfer, z. B. Münzen, welches beim Abtreiben mit der 16fachen Menge Blei Blicksilber und kupferreiche Glätte liefert, die man verfrischt und das erfolgende Blei saigert. Mittelst Schwefelsäure gelingt die Scheidung vollständiger.

2. Silberarme Hüttenkupfer, deren weitere Verarbeitung jetzt häufiger auf nassem Wege stattfindet, als durch folgende mehr oder weniger veraltete trockene Processe, welche bei grossen Blei-, Kupfer- und Silberverlusten bedeutenden Aufwand an Brennmaterial und Arbeitslöhnen erfordern und wegen des Falles von zahlreichen Zwischenproducten nur schwierig und in langer Zeit zum Abschluss gebracht werden können. Es gehören hierher:

Entsilberungsprocesse. Saigerung.

a) Saigerprocess, Zusammenschmelzen des silberhaltigen Kupfers mit Blei (Kupferfrischen) und Absaigern von silberhaltigem Blei; noch zuweilen bei nicht zu reichem Kupfer — weil sonst eine mehrmalige Wiederholung der Saigerung nöthig wird und dadurch die Kosten steigen — und nicht zu armem Kupfer angewandt.

Die Saigerwürdigkeit eines Kupfers richtet sich hauptsächlich nach den Metall-, namentlich den Bleipreisen; so lag z. B. die Minimalgrenze derselben auf dem Oberharze bei 0.14—0.16 Proc. Silbergehalt. Die Saigerung ist neuerdings meist ersetzt durch die Amalgamation, Kochsalzextraction und Schwefelsäurelaugerei.

Kupferauflösung. Abdarrprocess.

b) Oberungarischer Kupferauflösungsprocess[2]) und Abdarrprocess[3]), beide dadurch charakterisirt, dass man silberhaltige Kupfersteine, welche aus eigentlichen Kupfererzen dargestellt (Abdarr-

---

1) Plattner-Richter's Vorl. 2, 352. B. u. h. Ztg. 1864, S. 59. 2) Kerl, Met. 4, 95. [Pro]ducte in v. Hauer's Oest. Jahrb. 1876, Bd. 14, Hft. 3 u. 4. 3) Kerl, Met. 4, 96. Oest. [Z]tr. 1868, Nr. 39, 49; 1869, Nr. 1; 1880. Nr. 38. B. u. h. Ztg. 1869, S. 310.

process) oder bei wiederholter Entsilberung kupferhaltiger Silbererze durch Blei gefallen sind, mit silberhaltigem Schwarzkupfer und bleiischen Producten verschmilzt.

Es geht dabei das Schwarzkupfer in den Kupferstein und verdrängt dessen Silbergehalt, so dass derselbe, sowie auch sein eigener leichter von dem Blei aufgenommen werden kann.

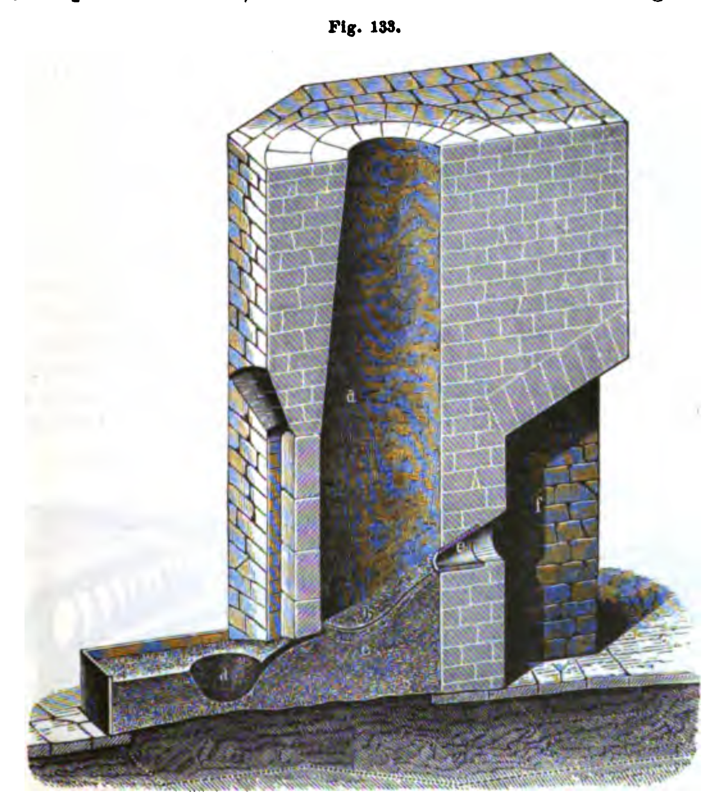
Diese Processe gestatten zwar bei passendem Verhältnisse vom Schwarzkupfer zu den Kupfersteinen eine vollständigere Entsilberung und geben reineres Kupfer, als die Saigerung, gehören aber zu den complicirtesten und kostspieligsten Processen, weshalb sie meist durch nasse Processe, z. B. der Abdarrprocess zu Brixlegg[1]) in Tyrol durch Schwefelsäureextraction (S. 256), ersetzt sind.

93. Saigerung.[2]) Dieselbe umfasst nachstehende Operationen: Umfang.

1) Zerkleinern des Kupfers durch Zerschlagen in glühendem Zustande (Kupferbrechen) oder Granuliren, womit man eine Reinigung (Verblasen) im Granulirofen (S. 192, Fig. 123, 124) verbinden kann. Kupferzerkleinerung.

2) Kupferfrischen, Zusammenschmelzen des silberhaltigen Kupfers Kupferfrischen.

Fig. 133.



a Ofenschacht, etwa 1.26 m hoch, 0.78 m tief und 0.47 m weit. *b* geneigte Ofensohle, auf welcher die Legirung continuirlich durch das offene Auge in der Vorwand in den Vortiegel *d* fliesst. *c* Gestübbe. *e* Form. *f* Formgewölbe.

1) Oest. Ztschr. 1868, Nr. 10, 13; 1880, Nr. 38. B. u. h. Ztg. 1868, S. 223; 1869, S. 391, 434; 1871, S. 145. 2) Karsten, Metallurgie, 5, 422. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 304.

mit Blei oder bleiischen Producten in einem als Spurofen zugemachten Schachtofen (Kupferfrischofen Fig. 133).

Die Menge des Bleies richtet sich nach dem Silbergehalte des Kupfers; bei zu viel Blei findet eine vollständigere Entsilberung, aber grösserer Kupferverlust durch Entstehung kupferreicheren Bleies statt, bei zu wenig Blei fällt die Entsilberung unvollkommener aus. Karsten rechnet auf 1 Thl. Silber 480—512 Thle. Blei und auf 1 Thl. Kupfer 3⅓—3⅔ Thle. Blei, welche Legirung etwa aus 1 At. Kupfer und 1 At. Blei besteht. Dieses Verhältniss modificirt sich jedoch, je nachdem das Schwarzkupfer mehr oder weniger Blei enthält oder es nach den Metallpreisen ökonomisch vortheilhafter ist, das Kupfer oder Silber vollständiger zu gewinnen. Fällt bei silberärmerem Kupfer das Saigerblei demnächst zu arm aus, so kann dasselbe zur Entsilberung einer neuen Portion Kupfer nochmals benutzt werden (Arm- und Reichfrischen).

Die Manipulationen sind etwa folgende: Aufsetzen der zu einem bestimmten Quantum Legirung (Frischstück) gehörigen Kupfermenge an die Hinterwand des Frischofens, z. B. früher in Oker 40 kg trockene Granalien, Nachgeben, sobald sich Kupfer vor der Form zeigt, des zugehörigen Bleies (z. B. 60 kg Glätte und 62 kg Krätzblei), welches das Kupfer vor der Form noch einholt, damit zusammenschmilzt und in den Vortiegel fliesst, von wo die Legirung in eine eiserne Pfanne (Frischpfanne) abgestochen wird; Aufgeben von Brennmaterial, gleich dahinter her von Kupfer für das zweite Frischstück und sobald sich ersteres vor der Form zeigt, des zugehörigen Bleies und so fort, wobei man nur darauf zu sehen hat, dass zusammengehöriges Blei und Kupfer in einem Frischstück immer zusammenkommen, welches in Gestalt einer 78—90 mm dicken Scheibe nach dem Abkühlen mit Wasser aus der Pfanne ausgehoben wird.

Frischstück-Saigern.

3) Saigern der Frischstücke. Die Frischstücke bilden eine scheinbar homogene Legirung, welche aber bei einer passenden Temperatur unter Luftabschluss sich in leichtflüssiges silberreiches und kupferarmes Blei, nach Karsten $Pb_{12}Cu$, und strengflüssiges silberarmes und kupferreiches Blei von $PbCu_{12}$ (Kienstock) zerlegt. Diese Trennung durch erhöhte Temperatur verrichtet man auf dem Saigerherde[1]) (Fig. 134, 135) in folgender Weise: Verticales Aufstellen der

Fig. 134.

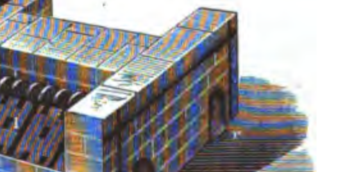


Fig. 135.



k Saigerbänke mit der 0.58 m hohen Saigergasse zwischen sich und den gusseisernen Saigerscharten *o* von 2.2 m Länge und 0.66 m Breite darauf, welche die Saigerritze zwischen sich lassen. *r* Sumpf zur Aufnahme des auf der geneigten Sohle der Saigergasse, die in einen Zug *a* der Hinterwand mündet, herabfliessenden Saigerbleies. *l* Saigerbleche mit Zuglöchern.

1) Saigerherde mit seitlicher Flammenfeuerung, früher zu Hettstädt: Héron de Villefosse, de la richesse minér. Taf. 58, Fig. 11 u. 12. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 317.

scheibenförmigen Frischstücke mit dazwischen gebrachten Holzpflöcken auf die Saigerscharten *o*, Umgeben der Scheiben an den Seiten und vorn, wenn hier keine Mauer vorhanden, mit Blechen *l*, Füllen des Raumes zwischen den Frischstücken und um dieselben herum mit Kohlen, Anzünden derselben durch Feuern in der Saigergasse mit Holz, worauf silberhaltiges Blei (Saigerblei) durch die Saigerritze auf die geneigte Sohle der Saigergasse und von da in den Sumpf *r* fliesst, während die mehr oder weniger zusammengeschrumpften Kienstöcke nach dem Verbrennen der Kohlen auf den Saigerscharten neben etwas Saigerkrätz (oxydirte Metalle in Folge nicht ganz auszuschliessenden Luftzutrittes) zurückbleiben. Der Process ist beendigt, wenn kein Blei mehr aussaigert und die Kienstöcke gleichmässig porös erscheinen, widrigenfalls sie nochmals zwischen frische Kohlen gebracht werden müssen. Die Kienstöcke werden bei geringem Silberrückhalte dem Gaarmachen, bei einem grösseren aber dem Darrprocesse übergeben, um noch einen Theil Silber auszuziehen. Der Saigerkrätz wird mit anderen silber- und kupferhaltigen Abfällen verfrischt und die Krätzfrischstücke werden gesaigert.

Fig. 136.

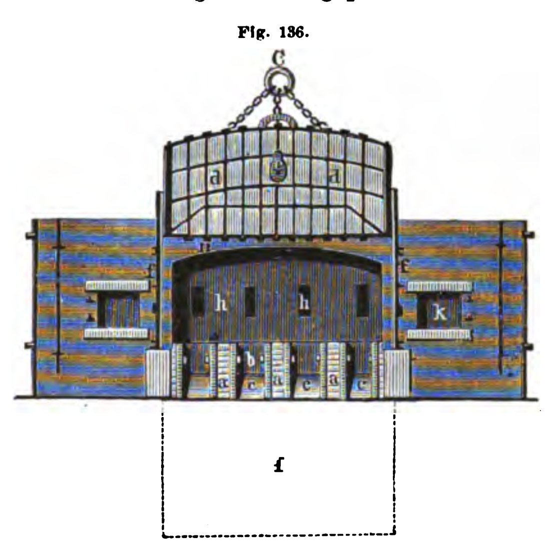
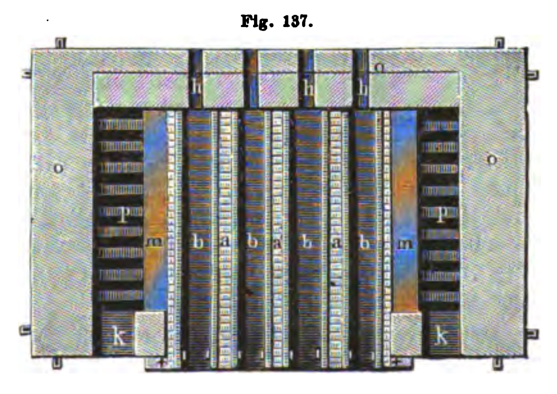


Fig. 137.



[Fig. 136, 137. *a* Darrbänke 0.627 m hoch, 2.98 m lang und 0.314 m breit in einem 1.726 m hohen gewölbten Raume. *b* Darrgassen 0.313 m breit. *c* geneigte Darrsohle, mit Gestübbe überzogen. *d* Schieber vor dem Darrraume in eiserner Leitung *f*, mit Beobachtungsklappe *e*, an einem Ring *C* über einer Rolle beweglich. *h* Zugöffnungen in der Hinterwand und auch im Gewölbe *n*. *k* Schürloch. *m* Feuerbrücke. *o* Rauhgemäuer. *p* Rost. *q* Wasserbassin mit mergelüberkleidetem Deckel versehen.]

Kienstock-Darren.

4) Darren der Kienstöcke. Während das Saigern bei Luftabschluss geschieht, so besteht das Darren in einem Glühen der Kienstöcke bei Luftzutritt im Darrofen (Fig. 136, 137), wobei durch die nicht bis zur Schmelzhitze steigende Temperatur das noch im Innern der Stücke befindliche silberhaltige Blei wie beim

Saigern auf die Oberfläche getrieben wird, sich hier aber oxydirt und grossentheils als schlackige Masse (Darrschlacke) erfolgt, ein geringerer Theil der oxydischen, Silber, Blei und Kupfer enthaltenden Masse zuletzt aber als Kruste auf den einzelnen Stücken (Darrlingen) zurückbleibt und abspringt (Pickschiefer), wenn man die glühenden Stücke in kaltes Wasser wirft oder wenn man die kalt gewordenen Stücke mit einem Hammer bepickt.

Die Arbeit ist folgende: dachförmiges Zusammenlehnen von grösseren Kienstöcken über den Darrgassen *b* auf den Bänken *a*, Füllen des gewölbten Raumes über den Dächern damit, Herabziehen des Schiebers *d*, starkes Feuern auf den Rosten *k* und in den Gassen *b* bis zum starken Rothglühen der Stücke unter Direction der Flamme durch die Züge, Herabfliessen von anfangs viel bleireicher nicht rother Darrschlacke aus den Gassen über den Sumpfdeckel, Einstellen des Feuerns, wenn nur noch wenig, aber stark geröthete Schlacke erfolgt, Oeffnen des Wasserbassins, Aufziehen des Schiebers, Herausreissen der Darrlinge mit Haken ins Wasser, Entleeren des Bassins von den gaarzumachenden Darrlingen und dem Pickschiefer, welch letzterer mit den Darrschlacken, Saigerkrätz u. s. w. verfrischt wird.

Beispiele. Die Saigerung[1]), früher in Mansfeld, am Unterharze, am Oberharze, in Falun, zu Saigerhütte Grünthal in Sachsen, zu Neustadt an der Dosse u. a. in Anwendung, ist im Laufe der Zeit nassen Processen immer mehr gewichen, z. B. im Mansfeld'schen der Reihe nach der Amalgamation, der Kochsalz- und Wasserlaugerei der Kupfersteine, am Ober- und Unterharz der Schwefelsäureextraction mit Schwarzkupfern, in Freiberg der Schwefelsäureextraction mit Kupfersteinen. Percy beschreibt den Saigerprocess zu Kagogyama in Japan.[2])

2. Abschnitt.

Entsilberung des Werkbleies.

94. Entsilberungsmethoden. Für die Entsilberung des Werkbleies kommen zur Anwendung:[3])

Abtreiben. 1) Das directe Abtreiben, der älteste schon von Plinius[4]) gekannte Process, ein oxydirendes Schmelzen, bei welchem das Blei sich oxydirt und als Glätte erfolgt, die verkäuflich ist oder zu Blei reducirt (verfrischt) wird, während das Silber mit einigen Procenten fremder Stoffe (Blei, Kupfer, Antimon, Arsen, Wismuth u. s. w.) zurückbleibt (Blicksilber) und durch ein nochmaliges oxydirendes Schmelzen (Feinbrennen, Raffiniren, Feinschmelzen) völlig gereinigt wird (Feinsilber, Brandsilber, raffinirtes Silber), falls man beide Processe nicht in einer Tour verbindet.

Schattenseiten. Bei höherer Temperatur durchzuführen, leidet dieser Process an nicht unbedeutenden Blei- und Silberverlusten, welche noch durch diejenigen beim Frischen der Glätte vermehrt werden (zusammen bis 8—12 Proc. Bleiverlust). Das Frischblei aus

1) Beispiele in Kerl, Met. 4, 114. Analysen von Oberharzer Producten in B. u. h. Ztg. 1861, S. 72. 2) Percy, Silver and Gold 1880, 1, 340. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 367. 4) Ebend. 1880, S. 42.

der Glätte zeigt sich bei unreinen Erzen von minderer Qualität und die Arbeit ist bei nicht gehöriger Ableitung der Bleidämpfe ungesund, aus welchen Gründen das Abtreiben neuerdings vielfach durch die folgenden Processe theilweise ergänzt wird. Sinkt der Silbergehalt des Werkbleies unter eine gewisse Grenze, so bleibt ersteres nicht treibwürdig und es hängt die zulässige, auf den einzelnen Hütten aber variable Minimalgrenze von Localverhältnissen, namentlich Material-, Arbeits- und Bleipreisen ab.[1]) Die Grenze liegt z. B. auf dem Oberharze bei 0.03 Proc. Ag, wenn die Verarbeitungskosten pro 100 kg Werkblei 1.40 Mark betragen bei 10 Proc. Bleiverlust; in Freiberg bei 0.12—0.09 Proc.; englische Bleierze enthalten meist nur 0.03—0.05 Proc. Silber.

2) Pattinson's Krystallisationsprocess. Pattinson fand 1833, dass im eingeschmolzenen silberhaltigen Blei beim Abkühlen bis zu einem gewissen Grade sich Krystalle ausscheiden, welche viel silberärmer sind, als das flüssig bleibende Blei, und gründete darauf eine Methode, aus nicht treibwürdigem Werkblei mit bis zu 0.01, selbst bis 0.007 Proc. Ag herab den grössten Theil des Bleies in sehr reinem Zustande bei niedriger Temperatur in Krystallen (Armblei) abzusondern und gleich als sehr silberarmes Handelsproduct zu erhalten, aber den Silbergehalt des ursprünglichen Bleies in einer geringeren Menge flüssig bleibenden Bleies zu concentriren (Reichblei), welches dann abgetrieben wird. Gleichzeitig findet bei den wiederholten Umschmelzungen der Krystalle, welche der Process erfordert, eine bedeutende Reinigung des Handelsbleies durch die oberflächlich sich bildenden Krätzen statt. Pattinsoniren.

Während man beim Pattinsoniren gegen das Abtreiben[2]) an Löhnen, Materialaufwand und Zeit nichts spart, ja sogar mehr verbrauchen kann, liegt der Hauptgewinn in einem vollständigeren Ausbringen an Blei und Silber, weil der Hauptprocess in niedrigerer Temperatur ausgeführt und das Abtreiben sehr beschränkt wird, sowie in der Erzeugung eines reineren Bleies von grösserem Handelswerthe. Der Bleiverlust beträgt 1.5—2 Proc. bei reinen Werken und, bedürfen diese einer vorherigen Raffination, gegen 3—4 Proc. Der Silberverlust ist gewöhnlich nach dem Proberesultat gleich Null, es bleiben aber immer 0.001—0.003 Proc. Silber im Armblei zurück (in 1000 kg meist 10—20 g). Auf das ökonomische Resultat ist noch von Einfluss der Grad der Silber-Anreicherung (gewöhnlich nicht viel über 1.5—1.6 Proc. Ag) und der Entarmung (bis zu 0.001 Proc.), sowie der Gehalt der ursprünglichen Werke, welche mit steigendem Silbergehalte eine Vermehrung der Krystallisationen und das Abtreiben einer grösseren Menge Reichblei erheischen. Reichere Bleie sind im Allgemeinen auch unreiner und veranlassen mehr Abgang. Vergleich von Treiben und Pattinsoniren.

Auf den Oberharzer Hütten[3]) ist das Pattinsoniren des Werkbleies mit 0.12 bis 0.2 Proc. Ag nur dann noch vortheilhaft befunden, wenn der Handelspreis des Bleies nicht viel unter 30 Mark pro 100 kg war. Der Process ist ausgeführt einmal für arme, nicht treibwürdige Bleie, z. B. mit 0.01—0.04 Proc. Ag, dann aber auch für treibwürdige, z. B. mit 0.12—0.7 Proc. Ag, um eine bessere Bleiqualität als durch Abtreiben und Glättfrischen zu erzielen. In Freiberg werden die reicheren Bleie (mit 0.6—0.7 Proc. Ag) pattinsonirt.

Die Kosten des Pattinsonirens mit Handarbeit waren nach Gruner[4]) für 1000 kg Werkblei folgende:

	Freiberg.	Stolberg u. Belgien.	Tarnowitz.	Nordengl.
Arbeitslöhne . . .	5.67	5.60	7.50	13.30 Fr.
Steinkohlen . . .	5.55	3.20	3.20	
Kessel	1.60	2.00	2.00	
Werkzeuge u. s. w. .	0.70	1.40	1.35	

Rechnet man hierzu noch die Kosten für das beim Reichtreiben verdampfende Blei, sowie die nach Reinheit und Reichhaltigkeit des Bleies variirenden Kosten für Raffiniren, Abtreiben, Glättefrischen u. s. w., so stellen sich die gesammten Kosten und Verluste in Stolberg, wo die Bleie arm, und in Tarnowitz, wo sie rein

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 311. 2) Kerl, Met. 4, 129. B. u. h. Ztg. 1865, S. 16. 3) Kerl, Met. 4, 141. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 369.

sind, auf 25—20 Frcs., bei den unreineren Werken zu Freiberg und auf dem Harze zu 40 Frcs., während das directe Abtreiben mit Glättereduction 70—80 Frcs. kostet. Das mechanische Pattinsoniren ist billiger, als dasjenige mit Handarbeit, und kann auch billiger als das nachfolgende Zinkverfahren sein, zumal das Pattinsoniren durch seine Einfachheit andere Verfahrungsarten übertrifft.

Parkes' Zinkprocess.

3) Parkes' Zinkprocess. Derselbe, seit 1850 ausgeführt [1]), basirt auf der von Karsten schon 1842 beobachteten Thatsache, dass Blei und Zink geringe, Silber und Zink aber grosse Verwandtschaft zu einander haben, so dass sich aus silberhaltigem Blei das Silber durch Zink ausziehen lässt.

Vergleich mit dem Pattinsoniren.

Dieser Process, in Tarnowitz [2]) gleich anfangs von Karsten versucht, aber lange Zeit unbeachtet geblieben wegen der Schwierigkeit, zinkreiche Krätzen passend aufzuarbeiten, das entsilberte Blei von seinem Zinkrückhalt zu befreien und das Silber auf einfache Weise aus dem Silberzink zu gewinnen, scheint, nachdem diese Schwierigkeiten seit 1855 von Roswag [3]) in Spanien und seit 1866 zu Call [4]) in der Eiffel grossentheils und seit 1879 von Schnabel zur Lautenthaler Hütte hinsichtlich Verarbeitung des silberhaltigen Zinkes am vollkommensten gehoben, den Pattinson'schen Process immer mehr verdrängen zu wollen, namentlich bei hohen Arbeitslöhnen, theurem Brennmateriale, billigem Zink und bei Werkbleien, die einer Raffination nicht bedürfen. Im Vergleich zum Pattinsoniren arbeitet er rascher, erfordert weniger Kessel, weniger (etwa $1/4$) und minder geschickte Arbeiter und weniger Löhne, der Bleiverlust vermindert sich auf $1/8 - 1/4$, der Silberverlust ist geringer, weil nur 5—6, höchstens 10 g Silber in 1000 kg Kaufblei bleiben, der Brennstoffverbrauch geht dabei von 40—45 Proc. auf 10 Proc. herab, ein sonst nicht nutzbarer Goldgehalt lässt sich gewinnen, ein Kupfergehalt ist, Wismuth aber nicht, nahezu vollständig zu beseitigen und es erfolgt sehr reines, fast vollkommen entsilbertes, weit kupferärmeres, unter Umständen aber wohl etwas antimonreicheres Blei bei Gefahrlosigkeit für die Arbeiter, indem die zur Anwendung kommenden niedrigen Temperaturen eine Bleiverflüchtigung nicht begünstigen. Da das in Arbeit zu gebende Blei in kurzer Zeit fertige Handelswaare ist und grosse Vorräthe an Zwischenproducten nicht zu halten sind, so vermindert sich das Betriebskapital der Hütten. Auch hängt der Erfolg des Processes weniger von einem bestimmten Reinheitsgrade des Bleies ab und man braucht meist nur das entsilberte Product zu raffiniren, in Folge dessen silberarme Krätzen fallen. Nach Gruner [5]) betrugen zu Havre die Kosten pro 1000 kg Werkblei 20—25 Frcs. gegen 55 Frcs. beim Pattinsoniren, der Bleiverlust 1 Proc. gegen 4—6 Proc.; monatliches Quantum verarbeiteten Werkbleies 500 t à 1000 kg mit 23 Mann gegen 250 t mit 50—52 Mann. Auf dem Oberharze beträgt der Bleiverlust 1.43 Proc., der Silberverlust 0.628 Proc. Nach Illing [6]) sind daselbst die Kosten bei Verarbeitung von 100 kg Werkblei beim Abtreiben, Pattinsoniren und Zinkprocess resp. 1.50, 3 und 2 M. Nach Landsberg [7]) waren beim Abtreiben die Kosten zu Stolberg für 100 kg Werkblei 5.60 bis 6.40 M. mit Einrechnung der Glättereduction, beim Pattinsoniren mit Handarbeit 1.80—2.40 M., beim mechanischen Pattinsoniren 1.20—1.60 M. und sind letztere Kosten um 20—40 Pf. geringer, als beim Zinkprocesse unter Anwendung von Wasserdampf, so lange man kein Verfahren hatte, das angewandte Zink, durch dessen Verlorengehen die Ersparung an Arbeitslöhnen und Brennmaterial aufgewogen wird, wieder zu gewinnen und den silberreichen Zinkschaum vortheilhafter als bis jetzt (Schmelzen mit Eisenschlacken im Schachtofen, Eintränken beim Abtreiben, Behandeln mit Wasserdampf) zugutezumachen. Solche verbesserte Methoden hat man aber jetzt aufgefunden, indem das Zink bei der Destillation des silberreichen Zinkschaumes wieder gewonnen oder beim Schnabel-Process nutzbar gemacht wird. Man verwendete den Pattinsonprocess in Stolberg für reinere, den Zinkprocess für unreinere, namentlich kupferhaltige Bleie. Die Zinkentsilberung stellt sich im Vergleiche zum Pattinsoniren in ökonomischer Beziehung, wie bemerkt, um so günstiger, je theurer das Brennmaterial, bietet daher z. B. am Harze mehr Vortheile als in Tarnowitz, wo es billige Steinkohlen giebt. — Die Trennung des Silbers vom Blei durch Centrifugalkraft [8]) ist nur ein Vorschlag geblieben. — Auf den Tynelead-Werken [9]) bei Newcastle ist ein

—

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 1; 1870, S. 190. Dingl. 119, 466. 2) B. u. h. Ztg. 1852, S. 328. 3) Ebend. 1870, S. 190. 4) Ebend. 1868, S. 311. 5) Ebend. 1869, S. 382. 6) Ebend. 1868, S. 329. 7) Ebend. 1870, S. 379. 8) Amer. Art. V. 13, p 120. 9) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190.

gemischter Entsilberungsprocess eingeführt durch Anreicherung des Silbergehaltes im Werkbleie zunächst durch Pattinsoniren, dann Entsilbern des Reichbleies durch Zink.

4) Entsilberung auf galvanischem Wege. Nach Keith[1]) werden in Mousselinsäcke eingehüllte Werkbleiplatten als Anoden an Querträgern in die Fällgefässe gehängt, während die Kathoden aus dünnen Bleiblechen bestehen. Nachdem die Fällgefässe mit einer Lösung von Bleisalzen, z. B. Bleizucker, gefüllt worden und mittelst einer elektro-dynamischen Maschine ein elektrischer Strom erzeugt ist, setzt sich das von dem Werkbleie weggelöste Blei auf den Kathoden ab, während die im Werkbleie enthaltenen edlen Metalle (Gold und Silber) nebst Arsen, Antimon, Kupfer u. s. w. als Pulver in den Mousselinbeutel fallen. Dasselbe wird feucht mit Natronsalpeter gemengt, getrocknet und in einem Tiegel auf eine Legirung von Gold und Silber verschmolzen. Nach dem Auslaugen von arsenigsaurem Natron aus der Schlacke wird der Rückstand mit Kohle im Tiegel auf Antimon verarbeitet. Verfahren.

1. Capitel. Abtreiben.

95. Theorie und Modificationen. Das Abtreiben besteht in einem oxydirenden Schmelzen des silberhaltigen Bleies, wobei sich das Blei oxydirt und als Glätte theils abfliesst, theils vom Herdmateriale eingesogen wird, während das Silber je nach der Dauer des Processes in mehr oder weniger reinem Zustande als Blick- oder als Feinsilber zurück bleibt. Theorie.

Die Oxydation des Bleies findet theils direct durch den Sauerstoff der zugeführten Gebläseluft statt, theils durch die Glätte selbst, welche die Eigenschaft hat, in flüssigem Zustande Sauerstoff zu absorbiren und diesen sowohl an Blei, als an dessen fremde Bestandtheile abzugeben. Um die Glätte flüssig zu erhalten, bedarf es einer Temperatur von 950—980° C.[2]), bei welcher viel Blei, welches seinen Schmelzpunkt bei 322° C. hat, verdampfen würde, wenn man dasselbe nicht zum Theil mit einem hinreichend breiten Glätterande bedeckt hielte. Durch die Oxydation des Bleies erhält das flüssige Metall eine höhere Temperatur als das Ofeninnere, welche gegen das Ende des Processes sich einer kleineren Metallmasse mittheilend sich steigert und die Legirung heller erscheinen lässt, wo dann aber die Helligkeit um so mehr abnimmt, je geringer das Verhältniss des Bleies zum Silber wird.

Unreinigkeiten im Werkbleie scheiden sich theilweise schon beim Einschmelzen desselben ab, theils aber erst durch Oxydation, indem das Bleioxyd dann mit den gebildeten Oxyden mehr oder weniger schmelzbare Gemische giebt. Verhalten fremder Beimengungen.

Kupfer findet sich vorwaltend in dem beim Einschmelzen des Werkbleies entstehenden dunklen Krätz (Abzug), zum Theil an Schwefel gebunden und im Gemenge mit anderen Schwefelmetallen (von Antimon, Silber u. s. w.), strengflüssigen Legirungen und mechanisch beigemengtem Bleie, weniger mit Oxyden; bei allmählichem Einfeuern des Werkbleies findet die Abscheidung des Kupfers im Abzuge vollständiger statt, als bei zu heissem Einschmelzen, und es hat sich für kupferreichere Werke vortheilhaft erwiesen, dieselben vor dem Abtreiben bei möglichst niedriger Temperatur durch Einschmelzen in einem gusseisernen Kessel, Umrühren und mehrstündiges Stehenlassen (Unterharz) oder auf dem Saigerherde (Ungarn[3])) zu sai-

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 3. 112. 2) Ebend. 1860, S. 432; 1866, S. 106. 3) Oest. Ztschr. 1871, S. 54.

gern und darauf wohl noch ein Polen (Ungarn) folgen zu lassen. Es erhöhen sich in Folge dessen bei Zeitersparung Menge und Qualität der Kaufglätte (rothe Glätte), z. B. am Unterharze von 22 auf 42 Proc., und aus dem Krätz lässt sich das Kupfer gewinnen. Trotz seiner geringeren Verwandtschaft als der des Bleies zum Sauerstoffe zeigt sich ein allerdings immer geringer werdender Kupfergehalt bis gegen das Ende des Treibens hin in der Glätte in Folge einer Massenwirkung des Bleioxydes.[1]) Ein Kupfergehalt veranlasst eine raschere und lebhaftere Glättebildung und vermindert den Silber- und Bleiverlust; zu Braubach dauert ein Treiben von 30 000 kg Werken mit $^3/_4$—1 Proc. Kupfer 24 Stunden kürzer, als bei kupferfreien, und die Bleiverluste verhalten sich wie 2 : 7 Proc.

Zink und Eisen, meist nur in geringer Menge im Werkbleie vorhanden (S. 116), finden sich theilweise im Abzuge, theilweise im Abstriche[2]), welcher namentlich Antimon und Arsen als antimon- und arsensaures Bleioxyd im Gemenge mit Bleioxyd enthält. Dieses Product bildet sich in der ersten Periode des Abtreibens bei Einwirkung von Gebläseluft auf das eingeschmolzene Metallbad, wobei das im Ueberschusse gebildete Bleioxyd seinen Sauerstoff an Antimon und Arsen abgiebt, und verläuft, indem sich letztere immer mehr und mehr abscheiden, allmählich in Glätte. Anfangs in Folge eines Schwefelmetallgehaltes (Schwefelantimon) schwarz, geht der Abstrich zuletzt in gelbe Glätte über. Ersterer ist strengflüssiger, als letztere, und ein grösserer Antimongehalt erfordert zur Entfernung eine anhaltende Oxydation bei nicht zu hoher Temperatur (Rothenbacher Hütte), sowie auch die letzten Antheile von Antimon und Kupfer beim Feinen nur schwer selbst bei gesteigerter Temperatur zu entfernen sind. In den Producten vom Saigern, Polen und Abtreiben des Werkbleies zu Kapnik in Ungarn fanden Sturm und Mrazek[3]) folgende Antimon-, Kupfer- und Eisenmengen:

	Sb	Cu	Fe
Rohblei	0.37	0.93	Spr.
Blei nach dem Ausschöpfen .	Spr.	0.13	Spr.
Nach dem ersten Polen . . .	Spr.	0.47	Spr.
„ „ zweiten „ . . .	Spr.	0.05	0.01
Abstrich	12.00	3.54	0.16
Schwarze Glätte	7.08	0.56	0.24
Desgl.	4.80	0.20	0.12
Gute Glätte	Spr.	1.42	0.51
Glätte vom ersten Polen . .	Spr.	1.02	0.32
„ „ zweiten „ . .	—	0.15	0.42

Wismuth oxydirt sich hauptsächlich gegen das Ende des Treibens und giebt dann grüne, stark wismuthhaltige Glätte (schwarze Glätte), aus welcher nach Patera's Verfahren[4]) Wismuth dargestellt werden kann. Ein Theil des Wismuths bleibt beim Blicksilber, kann dasselbe als Oxyd firnissartig überziehen (Unterharz) und geht dann beim Feinbrennen desselben in die Testasche (Ober- und Unterharz, Joachimsthal, Freiberg). Wismuthhaltige Bleie bedürfen beim Abtreiben keiner so hohen Temperatur, wie reine Bleie, treiben aber weit langsamer, ohne dass Wismuth flüchtiger, als Blei ist.[5]) Erstarrt wismuthhaltiges Blicksilber, so bilden sich nach Kayser[6]) auf der Oberfläche silberarme Wismuthkügelchen (z. B. mit 2.3—2.5 Proc. Ag bei Blicksilber mit 45—98 Proc. Ag); bei Bleisilberlegirungen sind die ausgeschiedenen Bleikügelchen dem entgegengesetzt sehr silberreich und die Hauptmasse ist silberärmer.

Silber wird theilweise oxydirt und in die Glätte geführt, aber so lange, als erstere mit dem darunter stehenden Bleie in Berührung bleibt, von diesem wieder reducirt. Je kürzer diese Berührung dauert und je mehr das Blei abnimmt, um so silberreicher wird die Glätte (letzte Glätten). Schwefelhaltige Producte vom Abtreiben (Abzug, erster schwarzer schaumiger Abstrich) halten verhältnissmässig mehr Silber zurück; auch rührt ein Silbergehalt der Producte von eingemengten Werkbleigranalien zum Theil mit her.

Nickel[7]) und Kobalt, hauptsächlich durch Antimon und Arsen in geringen Mengen ins Werkblei geführt, gehen theilweise in die Treibproducte, namentlich in

1) Kerl, Met. 4, 174. 2) Ebend. 4, 169. 3) Leoben. Jahrb. 1864, S. 49. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 287. Oest. Ztschr. 1859, S. 175. 5) Oest. Ztschr. 1862, S. 257. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 288. 7) Ebend. 1864, S. 315.

den Abstrich. Mit den oxydischen Producten des Treibens wird das Nickel in grösserer Menge aus dem Bleie entfernt, als Kupfer.

Gold erschwert besonders bei Gegenwart von Kupfer das Abtreiben, indem Legirungen von Au, Ag und Cu entstehen, welche zur Zerlegung hoher Temperaturen bedürfen und grössere Verluste veranlassen (Braubach).[1])

Modificationen.

Als Modificationen beim Abtreiben und an den dazu angewandten Apparaten sind hauptsächlich folgende zu bemerken:

Treiböfen.

1) Treibofenconstructionen, namentlich solche mit unbeweglichem (deutscher Ofen) und mit beweglichem Herde (englischer Ofen), welcher letztere ausserhalb des Ofens geschlagen wird.

Vortheile des englischen Processes: Ersparung an Zeit und Brennmaterial, weil gleich nach Beendigung des Processes ein neuer Herd eingesetzt werden kann; die Vortheile der später zu erwähnenden Concentration und des Nachsetzens der Werke; dagegen Erforderniss reiner Bleie zur Erzeugung guter Handelsglätten und geringere Productionsfähigkeit, als im deutschen Ofen.[2])

Einrichtung der englischen Oefen nur für Steinkohlenfeuerung, der deutschen für Holz oder Steinkohlen, welches erstere längere klarere Flammen giebt, mindere Verunreinigung der Glätte durch übergerissene Kohlentheilchen herbeiführt und keinen Schornstein erfordert, wodurch Blei- und Silberverlust sich verringern, wegen minderer Rauchbildung das Treiben gleichmässiger, deutlicher sichtbar und schneller verläuft und die Glätte weniger verunreinigt wird. Zur Verminderung des Silberverlustes bei den meist billigeren Steinkohlen (am besten eine magere, den Rost nicht verschmierende Flammkohle) dient zweckmässig Unterwind[3]), auch bei Holz vortheilhaft (Oberharz), nicht aber da, wo man durch Abtreiben raffinirten Bleies sehr reine Glätte darstellen will, welche dann durch den Flugstaubleichter verunreinigt wird (Ems); Fischbauchroststäbe[4]) auf ungarischen Hütten wirken brennstoffersparend. Torf[5]), auch Gasfeuerung[6]) werden noch selten angewandt, letztere u. a. neuerdings zu Přibram.

Abtreiben mit und ohne Nachsetzen.

2) Abtreiben ohne oder mit Nachsetzen, indem das abzutreibende Werkequantum bei unreineren Werken auf einmal (3000 bis 25 000 kg) oder nach und nach bis zu 300 000 kg und dann meist jedesmal nach Entnahme des Abstriches vom Metallbade eingesetzt wird.

Vortheile des Nachsetzens: Ersparung an Brennmaterial, Mergel und Arbeit, also auch an Löhnen, geringere Metallverluste wegen Erzeugung von weniger bleiischem Herde und weniger reicher Glätte. Nachtheile: Entstehung mehr unreiner Glätten bei unreinen Werken. Man kann aber vor dem Nachsetzen erst so viel reine Glätte erzeugen, als der Handel verlangt. Grosse Treiben bei einmaligem Einsatze geben weniger Herd und Vorschläge bei Brennstoffersparung, sind aber schwieriger zu leiten, als kleinere.

Grad des Abtreibens.

3) Verschiedener Grad des Abtreibens, und zwar

a) bis zum Blicke; gewöhnliches Verfahren.

Es erfolgt dabei Blicksilber mit noch 5—10 Proc. Unreinigkeiten, welches in einem kleineren, weniger Brennstoffverbrauch und Metallverluste gestattenden Apparate gefeint wird. Geringeres Einsatzquantum von reichen, als von armen Werken, weil mit Zunahme des Silbergehaltes im Blei dessen Strengflüssigkeit und die anzuwendende Temperatur wächst. Je grösser nun das Reichbleiquantum ist, um so länger bleibt dasselbe der höheren Temperatur ausgesetzt und giebt grössere Metallverluste.

b) bis zum Feinwerden (Ungarn[7]), Siebenbürgen, Mähren).

Ersparung des Feinbrennapparates und von Brennmaterial, dagegen wohl etwas grössere Silberverflüchtigung; zuweilen mit nachherigem Raffiniren eines ziemlich feinen Silbers (995—997 Taus.) durch Umschmelzen in Tiegeln verbunden, welches wegen Billig-

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 424. 2) Kerl, Met. 4, 196. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 52. 4) Freiberger Jahrb. 1840, S. 85. 5) Oest. Ztschr. 1857, S. 172; 1871, S. 55. 6) B. u. h. Ztg. 1849, S. 183. 7) Oest. Ztschr. 1871, S. 69.

keit die Verluste durch Silberverflüchtigung aufwägen kann (Vialas, Pontgibaud, Wyandotte[1])). Nach Ohl[2]) ist aber die Silberverflüchtigung beim directen Feintreiben unbedeutend und betrugen zu Braubach die Metallverluste dabei: 0.018 Proc. Ag und 0.083 Proc. Au (beide im Flugstaube grossentheils wieder zu gewinnen), Bleiverlust 2.58 Proc. (nach der trockenen Probe). Namentlich bei kleinem Betriebe ist das directe Feintreiben zweckmässiger, als Blicksilber zu erzeugen und dasselbe in einem besonderen kleinen Herde zu feinen.

c) bis zum Schwarzblicke[3]), bei silberarmen Werken behufs Concentration des Silbergehaltes auf 40—80 Proc., in Freiberg z. B. auf 60—70 Proc. (Arm- oder Concentrationstreiben), Abzapfen des angereicherten Bleies (Schwarzblick, Bleileder) und Abtreiben bis zum Blicke (Reich- oder Haupttreiben) oder feiner (Wyandotte).

Vortheile: Brennstoffersparung, grössere Menge silberarmer Glätte, geringere Metallverluste durch verminderte Bildung von Herd und reicher Glätte; Concentration des nutzbar zu machenden Wismuthgehaltes in dem Herde vom Reichtreiben (Freiberg). Nachtheile: das Silber bleibt länger unverzinst wegen längerer Zeitdauer zu seiner Darstellung, weniger gute Controle, mechanische Verluste beim Abzapfen (Ungarn, Holzappel, Tarnowitz), weniger beim Auskellen (Wyandotte).

Werkebeschaffenheit.

4) Reinheit des Werkbleies. Das Werkblei wird meist ungereinigt abgetrieben, zuweilen aber vorher gereinigt.

Zu Ems verwendet man raffinirtes Blei zum Abtreiben behufs Erzielung reiner, namentlich kupferfreier Handelsglätten. Das Absaigern der kupferigen Werkbleie am Unterharze bei niedriger Temperatur durch Umschmelzen in Kesseln giebt kupferreicheren Krätz, als bei der höheren Temperatur des Treibofens im Abzuge, in Folge dessen erhöhen sich Menge und Qualität der Kaufglätte. Aus 1.5—2 Proc. Cu enthaltendem Werkblei erfolgte nahezu kupferfreie Glätte, und zwar 42 Proc. statt sonst 22 kg vom Werkblei.

Windverhältnisse.

5) Windverhältnisse. Man wendet meist kalten Wind bei einer Düse an, in Tarnowitz z. B. pro Minute 6—8 cbm bei 46 bis 52 mm weiter Düse und 0.25 kg Pressung.

Anwendung von in Röhren, welche rings um den Feuerungsraum liegen, erhitztem Winde in Kongsberg[4]) bei Ersparung von Brennmaterial, Beschleunigung des Processes, Entstehung ärmerer Glätte, weniger leichtem Erstarren des Silbers und besserem Ausbringen an Blicksilber. Die Schnepper (Flatter) vertheilen den Wind gleichmässiger, wodurch die Oxydation befördert und das Fortbewegen der Glätte nach dem Herdrande hin veranlasst wird. In Přibram durchstreichen die aus dem Czermak'schen Treibofen abziehenden Dämpfe einen Canal, welcher die Windleitung enthält, so dass sich der Wind erwärmt. Wenn anderwärts (z. B. früher in Freiberg[5])) heisser Wind sich nicht bewährt hat, so kann der Grund davon sein, dass man bei erhitztem Winde die alten Düsen für kalten beibehalten und dieselben nicht entsprechend erweitert hat. Continuirlicher Wind giebt reinere Glätte, auch weniger Silberverflüchtigung, als absätziger.

Wasserdampf beim englischen Treibofen statt Gebläseluft, welche theurer kommen kann, angewandt, wirkt weniger direct oxydirend, als dass der Dampfstrahl Oxydationsluft mit fortreisst und auf das Blei führt.[6]) In Stolberg hat man den Wasserdampf vortheilhaft durch heisse Luft ersetzt, indem die Windleitung in dem Canale liegt, den die Feuergase vom Treibofen passiren.

Metallverluste.

Metallverluste entstehen beim Abtreiben selbst durch Verflüchtigung von Blei und Silber, dann bei Reduction der oxydischen Treibproducte, ferner durch einen Rückhalt des Silbers in den Handelsbleien. Bleiverlust beim Abtreiben allein 3—6 Proc. und mehr.

---

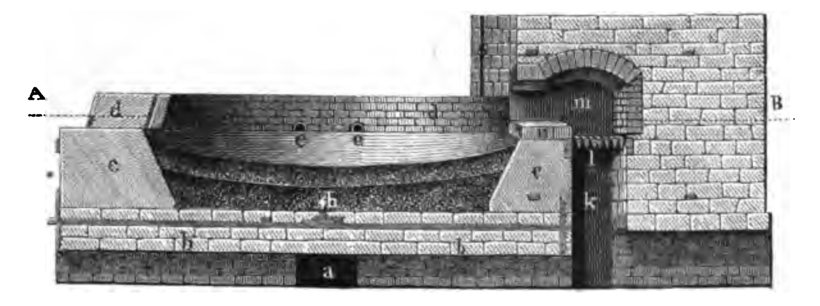
1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 184. 2) Ebend. 1879, S. 274. 3) Oest. Ztschr. 1853, S. 405; 1871, S. 63. B. u. h. Ztg. 1855, S. 34; 1866, S. 106; 1879, S. 184. 4) B. u. h. Ztg. 1855, S. 106; 1862, S. 437; 1879, S. 428. Berggeist 1872, S. 18. 5) Bgwfr. 11, 617. 6) Dingl. 179, 445.

Der schwierig zu verdichtende Treibrauch, als Farbe zu verwenden oder wieder zu reduciren, auch wohl als Glasirungsmittel benutzt, bedarf zu seiner Auffangung umfangreicher Condensationskammern oder einer Vermischung mit Wasserdampf vor dem Passiren einer Regenkammer (A. H. S. 314).

96. Deutscher Treibprocess. Je nach der Befeuerung mit Holz oder Steinkohlen haben die Oefen eine etwas abweichende Construction. Ofenconstructionen.

1) Treibofen für Holzfeuerung (Fig. 138—140). Holzöfen.

Fig. 138.



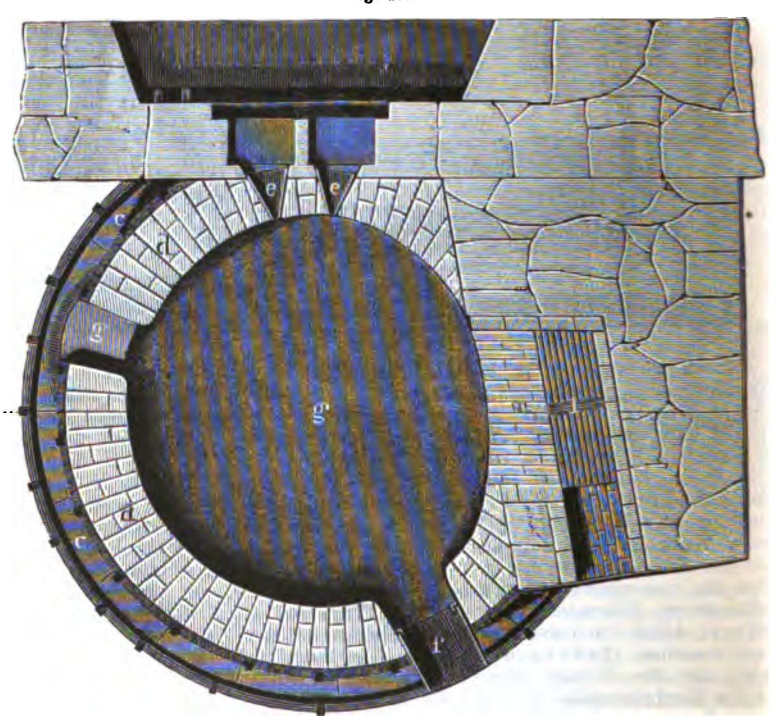
a Kreuzabzüge von 48—68 qcm Querschnitt im Fundamente *b*. *c* Hauptkranz mit Feuchtigkeitsabzügen *o* und verankert, innerhalb welches der seltener ovale (Přibram, Ungarn), als kreisrunde Schlackenherd *h* von 366—418 mm Höhe am Rande und 235—265 mm in der Mitte, darüber der ohne Mörtel aus auf die schmale Kante gestellten Ziegelsteinen construirte Steinherd *g* von 1.66—5 m Durchmesser für einmaligen Einsatz von 1500 kg (Zancudohütte) bis 25 000 kg (Ems), selbst 30 000 kg (Loherhütte); in Freiberg statt Schlacken- und Steinherdes ein Chamotteherd aus Thon mit $^1/_4$ gebranntem Quarze zum Zurückhalten etwa durchgehenden Werkbleies. *d* Ziegel- oder kleiner Kranz (wohl durch die Höllenmauer den Kannen gegenüber zwischen Glätte- und Blechloch etwas verstärkt), in welchem das von eisernen Platten eingefasste Glättloch *f*, mit zuweilen in Condensationskammern führender Esse darüber (Tarnowitz, Freiberg, Schemnitz, Oberharz), durch ein Vorsetzblech zu schliessen, wohl mit Haken zum Auflegen des Gezähes versehen (Braubach), seltener der Feuerbrücke *m* (Ungarn, Siebenbürgen), als den Formen (Kannen) *e* schräg gegenüber. *g* Blechloch zum Eintragen des Herdmateriales und der Werke zum Nachsetzen derselben und zum Abzuge der Feuergase, mittelst eines an einer Kette befestigten Bleches mehr oder weniger zu schliessen (in Freiberg Schürloch genannt), mit einer Esse oder mit Condensationsvorrichtungen in Verbindung. *e* Formen oder Kannen (bald eine, bald zwei), wegen Entstehung reicherer Glätten dem Glättloche nicht gerade gegenüber zu legen (Vialas, Pontgibaud), mit an Stäben (Angeln) hängenden eisernen, thonüberzogenen, stellbaren Klappen (Klippen, Schnepper, Blätter, Flatter) vor den Formaugen zur Direction des Windes. *l* Feuerungsraum, wohl mit Unterwind und Wassersumpf im Aschenfalle versehen (Lohe); seltener aus einem gusseisernen Kasten gebildet, in welchem kalte Luft circulirt (Ungarn[1])) zur Kühlung der Herdmasse an der Feuerbrücke. *p* Aschenfallthür. *k* Krahn zum Abheben des auf dem Ziegelkranze *d* ruhenden Treibehutes (Haube) von Eisenblech, innen an Federn mit Thon überzogen, oder aus einem mit Eisendraht ausgeflochtenen und mit Thon überzogenen Gerüste (Tarnowitz) oder aus einem eisernen Gerippe bestehend, welches mit Hohlsteinen (in Ungarn z. B. mit Agalmatolith) ausgefüllt ist (Ems, Stadtgrund, Braubach); frühere eiserne Haube 2400 kg, jetziges Gerüst mit Hohlsteinen 900 kg schwer. Seltener werden die Hauben an einem Charnier aufgeklappt (ältere Oefen zu Přibram). Bewegliche Hauben gestatten festen gemauerten gegenüber bequemere Arbeit, rascheres Abkühlen des Ofens und Brennstoff-

1) Oest. Ztschr. 1856, S. 55.

ersparung, weil erstere flacher sein können. Gasreiche Brennstoffe erfordern eine höhere Haube, als gasarme.

Steinkohlenöfen. 2) Treibofen für Steinkohlenfeuerung. Derselbe besitzt einen durch Füchse mit dem Herdraume in Verbindung stehenden Schornstein von grösserer Höhe oder bei Anwendung von Unterwind von minderer Höhe.

Fig. 139.



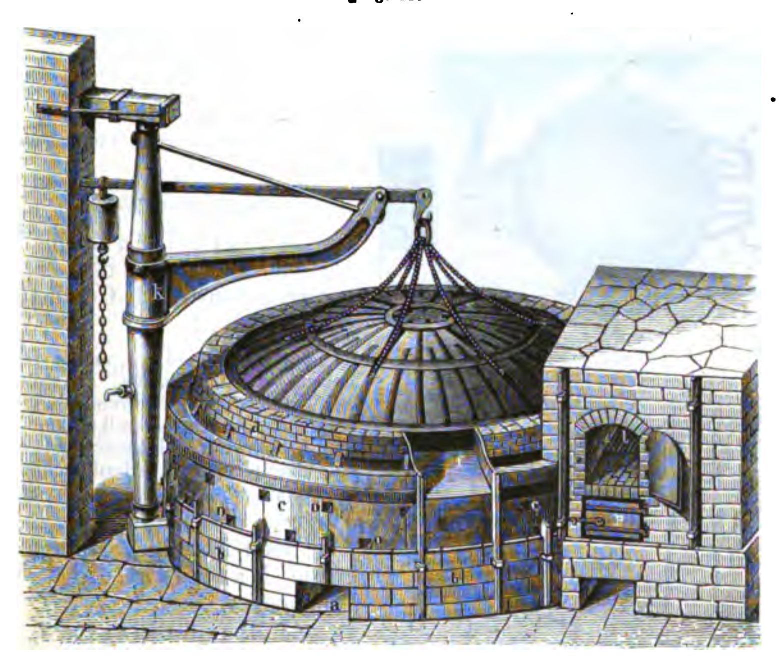
Beispiele. Tarnowitzer Ofen[1]) (Fig. 141, 142). *x* Kreuzabzüge. *m* Schlackenherd mitten 183 mm hoch. *n* Steinherd, 183 mm dick. *d* Mergelherd von 2.67 m Durchmesser. *w* Form mit Schnepper. *h* Rost. *i* Aschenfall (mit Unterwind). *b* Schürloch. *f* Feuerbrücke, jetzt mit 3 Zungen (statt 1 in der Zeichnung). *p* Füchse, welche zu Anfang des Treibens beim Einschmelzen der Werke mit der Esse *t*, beim Anlassen des Gebläses aber mit dem zu den Condensationskammern führenden Canale r communiciren, nachdem der Schieber *s* geschlossen. *g* Kuppel aus 850 kg schwerem Eisengerüste mit Drahtgeflecht und Thonausfüllung (S. 273), von 2.5 m Durchmesser und 0.47 m Höhe, 1.26 m über dem Mergelherde. *l* Glättloch, mittelst Schornsteines und Rohr mit der Esse *t* in Verbindung.

Lautenthaler Treibofen[2]) (Oberharz). Durchmesser des Herdes 2.668 m. Feuerbrücke am Roste 0.86, am Herde 1.1 m breit und 0.45 m dick, 0.37 m über dem Roste und 0.26 m über dem Steinherde; Entfernung des Steinherdes in der Mitte bis zum Auflager der beweglichen Haube 1.1 m, Dicke des Barnsteinherdes 0.1 m, des Schlackenherdes 0.23 m, Höhe der Kreuzcanäle 0.41 m, Rost 0.86 m lang und 0.43 m breit, Aschenfall mit Unterwindrohr von 0.2 m Weite, 0.812 m hoch. Weite des

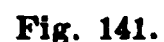
1) Preuss. Ztschr. 14, Taf. VIII; 15, 61, Taf. I. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 415, Fig. 20 auf Taf. 11.

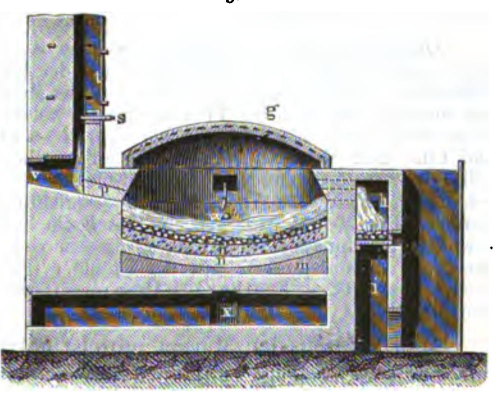
Herdraumes oben beim Auflager der Haube 2.03 m. 4 Füchse für den Rauch gehen in einem Canale nach unten in Flugstaubkammern, geräumiger als die daneben befind-

Fig. 140.



lichen für den Schmelzofenrauch (ganze Länge des Kammerraumes 26 m, Breite 18.345 m). Rauchabführungsrohr über dem Glätteloche nach dem Rauchcanale hin.


Fig. 141.

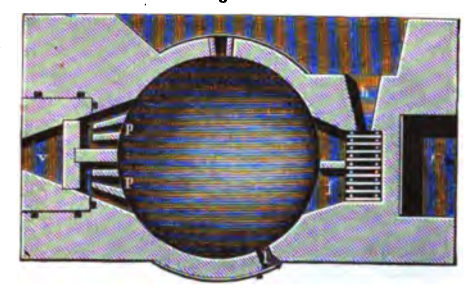


Přibram.[1]) Die neuen geschlossenen Treiböfen von Czermak, mit einem Mantel von Aussen umschlossen und mit Condensationsvorrichtung für den Rauch, haben 3 Düsen und an jeder der beiden kürzeren Seiten 2 Feuerungen mit Unterwind für Holz und Steinkohlen auf geschlossenen Rosten; Einsatz von 25 000 kg Werkblei auf den Herd von 12 qm wirksamer Fläche. Vortheile der neuen Construction gegen die ältere: grosse Production, gesundere Arbeit, Brennstoffersparung (25 Proc.) und Verringerung der Metallverluste, namentlich des Bleiverlustes (um 3 Proc.) wegen Condensation des Rauches und höheren Ausbringens an Verkaufsglätte bei vermindertem Herdfalle und reicher Glätte. Diese Vortheile erhöhen sich noch durch Anwendung einer Gasfeuerung mit Siemens'schem Generator. Die Generatorgase gelangen von beiden Seiten des Herdes auf das Metallbad und die Verbrennungsproducte

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 350; 1877, S. 288; 1878, S. 249, 257.

ziehen durch eine Esse in der Mitte des Gewölbes ab, welches aus einem mittleren festen und zwei seitlichen beweglichen, durch einen Laufkrahn abzuhebenden Theilen besteht; erwärmte Luft tritt durch 3 Düsen zu, deren Richtung mit der der Gase einen rechten Winkel bildet. Durchmesser des 0.132 m dicken, auf einem Quarz-Thon-Herde gelagerten Mergelherdes 3.476 m für 22.5 t Einsatz mit 3mal grösserem Fassungsraume als die alten Oefen für $7^1/_2$ t Einsatz. Die abziehenden Feuergase umspülen die Windleitungsröhre in einem Canale und treten in umfangreiche Condensationskammern.

Fig. 142.

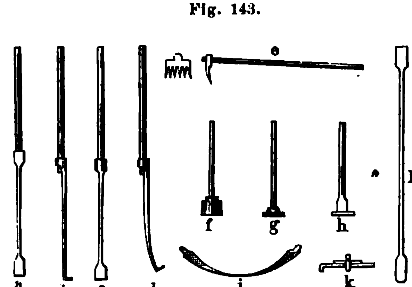


In Mexico hat man combinirte Röst-, Schmelz- und Treiböfen.[1])

Gezäh.

3) Treibofengezäh. Man verwendet z. B. auf dem Oberharze nebenstehnde Gezähstücke (Fig. 143).

Fig. 143.



a Glättemeissel. *b* und *c* Glättehaken. *d* Abziehhaken, an welchem ein Holzknüppel (Streichholz) angespiesst wird. *e* Mergelkrahle. *f*, *g* und *h* hölzerner, bleierner und eiserner Stampfer zum Herdmachen. *i* Schrappe. *k* Spurscheere. *l* Silbermeissel.

Manipulationen beim Abtreiben.

Beim Abtreiben können folgende Manipulationen vorkommen:

Herdschlagen.

1) Herdschlagen. Die feuerfeste Unterlage für das zu behandelnde Werkblei darf weder chemisch auf das Bleioxyd einwirken, noch sich in der Hitze verändern (nicht reissen, Gase entwickeln u. s. w.) und muss zur Abkürzung des Treibens die Fähigkeit besitzen, etwas Bleioxyd einzusaugen.

Diesen Bedingungen entspricht weniger Seifensiederasche, als Mergel bei seiner gleichmässigeren Beschaffenheit und der Fähigkeit, nicht so viel Bleioxyd und Silberoxyd einzusaugen als jene, was auf das Metallausbringen günstig einwirkt. Man hat entweder natürliche Treibmergel, welche auf dem Oberharze[2]) 21.22 bis 22.24 Kieselsäure, 5.39—6.76 Thonerde, 3.54—5.39 Eisenoxyd, 65.65—66.41 Kalkerde und 1.05—2.22 Magnesia enthalten, häufiger aber künstlich durch Vermengen von kalkigem mit thonigem Mergel, Thonschiefer oder Thon, sowie von Kalkstein oder gebranntem Kalk mit Thon im Volumverhältnisse von 3—4 : 1 zusammengesetzt werden. Der Mergel wird gepocht, durch ein Sieb mit etwa 9—10 Löchern pro qcm geworfen, gleichmässig befeuchtet, so dass er sich in der Hand ballt, ohne das Gefühl der Nässe zu hinterlassen, mit der Krahle *e* (Fig. 143) geharkt, umgeschaufelt und nochmals gesiebt. — Freiberger Composition: 3000 kg frischer Mergel, 600 kg gebrannter Mergel, 75—100 kg Thon.

Man stampft den Mergel mittelst hölzerner *f*, bleierner *g* oder eiserner Stampfer *h* (Fig. 143) entweder schichtenweise auf, oder bringt die ganze Herdmasse auf einmal ein und stampft sie erst mit den Füssen, dann mit Stampfern concentrisch so ein, dass der Herd hinreichend fest ist (mit dem Finger keine Eindrücke annimmt), die gehörige

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 357. 2) Ebend. 1853, S. 241.

mittelst Setzwage zu bestimmende Form hat, damit sich immer ein gleichmässiger Glättrand (S. 269) erhält — gehöriges Auskrempen mittelst Schrappe *i* (Fig. 143), nicht zu flach wegen schweren Glättens und nicht zu tief wegen längerer Treibzeit und grösseren Brennmaterialaufwandes, grösste Höhe in der Hölle und vor der Brust, damit das Treiben nicht kahl geht; bei unebenem Herde bleiben für sich abtreibende Bleisümpfe stehen[1]) — und hinreichend dick ist. Am tiefsten Punkte wird mittelst der Spurscheere *k* (Fig. 143) eine kreisrunde Vertiefung, die Blickspur, zur Ansammlung des Silbers etwa 13 mm tief ausgeschnitten, je nach Silbermenge von 260—790 mm Durchmesser. Die im Glätteloche befindliche Mergelmasse (Brust, Damm) muss sehr fest gestampft und hinreichend hoch sein.

2) Einsetzen der Werke. Man setzt bei abgenommener Haube oder durch das Blechloch etwa $^2/_3$ Werke vor das Flammloch, bei Steinkohlenöfen vor den Fuchs, so dass eine Gasse zwischen Glättloch und Kanne offen bleibt, und $^1/_3$ in die Hölle, lässt dann den Hut auf ein Lehmlutum nieder, versetzt das Glättloch lose mit Steinen und hängt den lehmüberzogenen Eisenschnepper vor die Form. Werkeeinsatz.

Das ganze Werkequantum wird entweder auf einmal eingesetzt (S. 271) oder erst ein Theil und der andere jedesmal bei Beginn der Glätteperiode oder, wenn man erst reinere Handelsglätte erzielen will, später mittelst Furkel oder Gems (zweizackige Gabel zum Fassen der Werkbleischeiben) durch das Glätteloch nachgetragen, wobei die alte tiefere Glättgasse unter Abstellung des Windes zugemacht, eine höhere geöffnet und so lange nachgesetzt wird, bis diese zu laufen beginnt. Man setzt die Werke häufiger direct auf den Herd, als auf Stroh und bedeckt sie zuweilen mit Holzscheiten und glühenden Kohlen (Freiberg).

3) Einschmelzen der Werke. Langsames 4—5 St. dauerndes Feuern zum Einschmelzen der Werke und Absondern eingemengter Substanzen, namentlich von Schwefelmetallen als schwarzer, mussiger, zuweilen sandiger Abzug (S. 111, 269), welcher, wenn sich bei unreinen Werken viel davon gebildet hat (früher vor der Saigerung der Werke am Unterharze), mittelst eines angespiessten Streichholzes durch das geöffnete Glättloch abgezogen und dann auf Werkblei und Stein verschmolzen oder, wenn bei reineren Werken nur wenig davon erzeugt ist, bei verstärktem Feuer (Weichfeuern) und angelassenem Gebläse oxydirt und als Abstrich (S. 111, 270) in schlackigen Fluss gebracht wird. Einschmelzen.

4) Abstrichperiode. Abziehen, seltener Ablaufenlassen des anfangs dunklen schaumigen, noch Schwefelmetalle, weniger aber strengflüssigere Oxyde von Eisen, Zink und Kupfer enthaltenden Abstriches mittelst Streichholzes *d* (Fig. 143) auf die Hüttensohle und Separirthalten des darauf abgezogenen antimonreichen, zähflüssigen, grünlichbraunen Abstriches, welcher allmählich in Glätte übergeht, damit eine immer gelbere Farbe und statt schlackigen einen kurzen Fluss annimmt. Erster und letzter Abstrich gehen in die Schmelzarbeiten zurück, der mittlere antimonreiche kommt zur Hartbleifabrikation (S. 111). Abstrichperiode.

Bei sehr reinen Werkbleien ist die Abstrichperiode nur kurz (Tarnowitz), bei unreinen, namentlich antimonreichen, länger (Rothenbacher Hütte). Abzug

1) Přibramer Silberdiebstahl in B. u. h. Ztg. 1869, S. 8.

und Abstrich nennt man auf ungarischen Hütten wohl Glättschlacke. Schon nach dem Wegnehmen des Abstriches zeigt sich der sogenannte Herddrang, ein Blasenwerfen, hauptsächlich veranlasst durch die bei der hohen Temperatur ausgetriebene Herdfeuchtigkeit, weniger durch die Kohlensäure des Herdmateriales, zu mildern durch vorheriges sorgfältiges Abwärmen des Herdes. Der Herddrang muss vor dem Blicken verschwinden. Zu starker Herddrang kann Herdtheile loslösen und das Blei in wallende Bewegung versetzen (es kommt dann Blei in die Glätte), in welchem Falle man eine Milderung der Temperatur so lange vornimmt, bis die Wasserdämpfe ihren Weg grossentheils nach den Feuchtigkeitsabzügen genommen haben.

Glätteperiode.

5. Glätteperiode. Reinigen der Brust von anhaftendem Abstriche, Herstellung der Glättegasse (Spur) in derselben mittelst eines eisernen Glätthakens *b* und c (Fig. 143) oder eines sägeartigen Instrumentes bis fast zum Rande des Bleibades und mit Fall nach aussen, bei Steinkohlentreiböfen Stellen des Schiebers im Schornsteine so, dass der Bleirauch in die Condensationskammern gelangt, und Ablaufenlassen der gebildeten Glätte, wobei hauptsächlich nachstehende Momente in Rücksicht kommen:

a) Temperatur, zu Anfang des Treibens stärker, dann zur Verminderung der Metallverluste möglichst niedrig, gegen Ende des Processes wieder stärker. Kennzeichen zur Beurtheilung der Temperatur: Farbe und Flüssigkeitsgrad der Glätte, mehr oder weniger lebhafte Rauchbildung; bei richtiger Temperatur ist die Glätte hellroth und so viel Rauch vorhanden, dass man das Treiben mindestens bis zur Hälfte übersehen kann; bei zu hoher Temperatur dicker Bleirauch, in der Gasse stark einfressende und bis auf die Hüttensohle hinabfliessende hitzige Glätte, Mehreindringen derselben in den Herd; bei zu niedriger Temperatur Aufhören der Bleidämpfe, rasches Erstarren der spärlich entstehenden dunkelfleckigen silberreichen Glätte, langsames Treiben.

b) Windführung. Windstellung mittelst beweglicher Düse oder Schneppers und Pressung (20—22 mm) müssen so sein, dass der Wind anfangs die Glätte an der Ofenperipherie entlang dem Glätteloche zutreibt (bei zu heftigem Winde fliesst Blei aus dem wallenden Metallbade mit der Glätte aus), Zuführung eines grösseren Windquantums bei höherer Temperatur in der letzten Hälfte des Treibens wegen gesunkenen Spiegels, dann Direction des Windstromes mehr auf die Mitte des Metallbades. Die Vertheilung des Windes aus einer mundförmigen Form oder durch Schnepper beschleunigt den Process. In der Glätteperiode giebt man zu Anfang 3—3.8 cbm Wind pro Min. (Tarnowitz), in der letzten Hälfte steigert man Temperatur und Windmenge (auf 6—8 cbm), weil der zu heizende Herdraum grösser und die Legirung strengflüssiger wird.

c) Glättegasse (Spur). Dieselbe soll so tief sein, dass bei Abstellung des Gebläses die Glätte von selbst nicht ausfliesst, wohl aber in schwachem continuirlichen Strome bei wirksamem Gebläse unter Erhaltung eines die Metallverflüchtigung vermindernden Glätterandes (S. 269) von etwa 0.3—0.5 m Breite, insofern man nicht vorzieht, zur noch weiteren Beeinträchtigung der Metallverflüchtigung — allerdings unter Verlangsamung des Treibens — sich das Metallbad immer ganz mit Glätte bedecken und dieselbe dann periodisch zum

grössten Theile abzulassen (Holzappel, Ungarn, Ems). Mit sinkendem Metallspiegel, der beim Nachsetzen von Werken eine Zeit lang immer wieder auf seinen Stand gebracht wird, muss die Glättegasse immer nur so weit mittelst Glättehakens *b* und *c* und Glättemeissels *a* (Fig. 143) vertieft werden, dass weder Werkblei austritt, noch die Glätte zu rasch abfliesst, weil dann ihr Gehalt an Silberoxyd vom Blei nicht zerlegt werden kann. Hält man zu viel Glätte anhaltend auf dem Bade, so steigt in Folge anzuwendender höherer Temperatur zum Flüssigerhalten der Glätte der Bleiverlust durch Verflüchtigung und der Herd saugt mehr Glätte ein; bei zu wenig Glätte oder zu schnellem Abflusse derselben verdampft mehr Metall und es entsteht silberreiche Glätte.

d) Glätteabführung. Die unreine, braune oder grüne Glätte vom Anfange des Processes (kupferige, schwarze, wilde, Fuss-Glätte), welche als Manipulationsglätte in die Schmelzarbeiten zurückgeht, lässt man über die Ofenbrust entweder auf die Hüttensohle fliessen und hier zu Klumpen (Batzen) erstarren oder man leitet sie in einen mit Wasser gefüllten Holzkasten behufs des Granulirens (Niederungarn). Eine grüne Farbe kann ausser von einem Kupfergehalte von einem Eisengehalte, z. B. aus den Pattinson'schen Kesseln, herrühren. Die nach der ersten unreinen erfolgende silberarme reine Glätte lässt sich je nach ihrer weiteren Verwendung in Gestalt dichter Stücke von gelber Farbe zum Frischen (Frisch-, gelbe, Silberglätte) oder als rothes, schuppiges, krystallinisches, leicht zerreibliches Product (rothe, Gold-, Handelsglätte) erhalten. Ersteres Product erfolgt vorwaltend in flachen Stücken von unregelmässiger Gestalt (Schwarten, Schalen), wenn man die aus dem Glätteloche tretende Glätte auf eine Eisenplatte fliessen lässt und sie mit Wasser begiesst (Tarnowitz), letztere dagegen durch Ansammeln der Glätte zu 1000 bis 1500 kg schweren Batzen vor der Glättegasse auf der Hüttensohle und Erkaltenlassen im Luftzuge (Oberharz), oder Einlaufenlassen der Glätte in einen auf einer Wagenaxe ruhenden Halbcylinder, welcher beim Lösen eines denselben horizontal haltenden Gewichtes sich um eine Axe kippen und den Glätteinhalt herausfallen lässt (Ems), oder durch Einfliessenlassen der Glätte in mittelst eines Gabelwagens zu transportirende gusseiserne Töpfe von abgestumpft konischer Form bei etwa 125 kg Inhalt, oder in gusseiserne Kästen mit 65 mm dicken Wänden, oder in ein durch Anstellen eines gebogenen Eisenbleches an die Ofenwand gebildetes Bassin, Erstarrenlassen darin und Umstülpen im ersteren Falle, im letzteren Fortfahren der Batzen auf einem Wagen.[1]) In beiden Fällen zerfallen die Klumpen bei reiner Glätte, weit weniger bei kupfer- und antimonhaltiger und dann besonders nur in der Mitte des Treibprocesses (Unterharz), nach einigen Stunden, namentlich im Luftzuge oder beim vorsichtigen Begiessen mit Wasser, sie reissen nach allen Seiten hin auf und die Glätte aus den Spaltungen zeigt bei schön rother Farbe ein krystallinisch-schuppiges Gefüge, während die rasch erstarrten Randpartien dichte und feste Stücke für den Frischprocess geben.

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436, Taf. 10, Fig. 24.

Es absorbirt nämlich geschmolzene Glätte Sauerstoff[1]) aus der Luft, welcher beim Erkalten des Glättekegels entweicht, diesen dabei nach allen Seiten hin aufreisst und in den Spaltungen ohne chemische Veränderung der Glätte den obigen Aggregatzustand derselben hervorbringt, wonach gelbe und rothe Glätte als isomere Modificationen von Bleioxyd anzusehen sind. Das zeitweilige Ablassen grösserer Glättemassen in die Töpfe befördert die Entstehung von rother Glätte mehr als ein continuirlich ausfliessender dünner Glättestrahl, ferner vorsichtiges kühles Treiben und rasche Abkühlung der Batzen; es begünstigt namentlich die kühle Temperatur der Wintermonate ihre Bildung. Přibramer[2]) ordinaire (a.) und rothe Glätte (b.) enthielten:

	a.	b.
Bleioxyd	97.88	98.19
Kupferoxyd	0.24	0.23
Silberoxyd	0.002	0.002
Antimonige Säure	0.26	0.22
Arsenige Säure	Spr.	Spr.
Thonerde mit Spr. Eisenoxyd	0.07	0.07
Kalkerde	0.24	0.19
Magnesia	Spr.	Spr.
Schwefelsäure	0.10	0.16
Glühverlust (Kohlensäure) .	0.66	0.48
	99.452	99.542

Man befreit aus den zerschlagenen oder unter hölzernen Stempeln zerkleinten Glätte-Batzen oder Kegeln die rothe Glätte auf Cylindersieben oder Rättern (z. B. 1.15 m lang und 0.31 m breit bei 16 Maschen pro qcm) von gelber Glätte und eingemengten Bleikörnchen[3]), welche letztere z. B. bei Verwendungen zu Glasuren störend wirken können. Seltener wird gelbe Frischglätte durch Mahlen, Schlämmen, Trocknen, Walzen und Windseparation in Handelswaare verwandelt (Pontgibaud[4])).

Die letzte Glätte (reiche, Scheide-, Vorschlagglätte), etwa die letzten 200—500 kg, ist silber-[5]) und auch wohl wismuthreich und geht gemeinschaftlich mit der ersten Glätte unter dem Namen Vorschläge ins Schmelzen zurück. Treibt man nur bis auf den Schwarzblick (S. 272), so zapft man minder reiches Reichblei durch Vertiefen der Glättegasse in einen vor dem Glätteloche befindlichen, während des Treibens mit einer Platte überdeckten Sumpf ab (Tarnowitz bei zu 10 Proc. Ag concentrirtem Reichbleie), oder bei reicheren Concentrationswerken, z. B. mit 40—80 Proc. Silber, legt man in den Schwarzblick von 1—1.5 m Durchmesser Messer (Silberborten) ein, kühlt denselben durch mittelst einer Blechrinne zugeführtes warmes Wasser ab, hebt den Treibhut empor und zerschrotet den Blick auf dem Boden des Treibherdes (Niederungarn).

Glätten von Wyandotte von Anfang (a.), Mitte (b.) und Ende (c.) des Treibens enthielten:

	a.	b.	c.
Eisenoxyd . .	2.82	0.66	1.24
Kupferoxyd . .	0.29	0.36	1.41
Silber	0.032	0.072	1.314
Antimonsäure, Arsensäure .	1.35	0.62	0.44
	4.492	1.712	4.404

1) Kerl, Met. 1, 775. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenkunde S. 9. Oest. Ztschr. 1869, S. 304. 2) B. u. h. Ztg. 1878, S. 257. 3) Dingl. 194, 84. 4) Kerl, Met. 4, 177. 5) Zunahme des Silbergehaltes in B. u. h. Ztg. 1877, S. 24.

Periode des Blickens.

6) Periode des Blickens. Gegen das Ende des Treibens ziehen sich über das stark leuchtende Silber (S. 269) netzförmig zusammenhängende Glätteaugen (das Blumen des Silbers) und verschwinden zuletzt, indem sich die Glätte nach dem Rande hin und damit ein eigenthümlicher Schein über das Silber zieht und der Silberspiegel frei bleibt (Blicken).[1])

Das durch verschiedene Dicke der Bleioxydhaut, z. B. bei Silberproben, entstehende Farbenspiel[2]) gewahrt man im Treibofen nicht wegen Influirung der Flamme, noch zu grosser Unreinheit des Silbers und nicht dazu geeigneter Form des Kuchens. Seltener wird das Blicksilber mit 5—10 Proc. Unreinigkeiten und mehr im Treibofen selbst bei erhöhter Temperatur mit (Ungarn, Braubach) oder ohne Anwendung von Gebläseluft (früher in Müsen) während 1—3 St. bis zum Eintritte einer völlig spiegelnden Oberfläche bis zu einem etwa 996 Tausendstel Feinsilber enthaltenden Producte gefeint (S. 271), als noch in einem besonderen kleineren Apparate einem Feinirprocesse (Feinbrennen, Feinschmelzen, Raffiniren) unterworfen (S. 271). Nach eingetretenem Blicke werden je nach der Grösse des Silberkuchens behufs dessen bequemerer Zerkleinerung an einem Stiele lose befestigte Messer[3]) (Silberborten) in das flüssige Metall eingelegt oder nicht, dasselbe mittelst warmen, dann kalten Wassers abgekühlt, bei abgestelltem Gebläse und abgehobenem Treibehute der Silberkuchen (Blick, Blicksilber[4])) mittelst des Silbermeissels (Fig. 143) losgelöst, ganz oder in Stücken herausgenommen, mit Wasser abgeputzt, getrocknet, verwogen und zerschlagen. Oder man hebt die Haube ab, zieht die Roststäbe heraus, löscht die Cinder ab und nimmt nach 5—6stündigem Abkühlen das Silber heraus (Tarnowitz). Ein firnissartiger Ueberzug auf dem Blicksilber besteht im Wesentlichen aus Wismuthoxyd (Unterharz). Nach dem Erkalten des bleiischen Herdes, nach etwa 20 Stunden, prüft man denselben auf Silberwurzeln (Anbrüche), welche den Lücken am Silberkuchen entsprechen müssen, zerschlägt die Herdmasse in Stücke und sondert den bleihaltigen oberen Theil, zu den Vorschlägen (S. 280) gehend, von dem bleifreien, der wieder zum Treiben genommen wird. Zu Pontgibaud[5]) kühlt man das Blicksilber mit kaltem Winde, indem Kühlwasser leicht Wurzeln in den Herd schlägt. Selten wird das Blicksilber ausgekellt (Kongsberg).

Producte.

Producte vom Abtreiben haben nachstehende Zusammensetzung:

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Bleioxyd	37.9	56.2	63.6	84.4	67.6	88.8	89.2	89.5	68.0
Wismuthoxyd . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kupferoxyd	5.0	1.2	—	0.8	0.4	—	—	0.2	Spr.
Eisenoxyd	5.8	5.7	—	—	4.4	—	0.6	2.6	4.0
Zinkoxyd	5.4	4.9	7.0	5.2	0.2	—	—	1.5	—
Silberoxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Antimonsäure . . .	5.2	0.5	28.6	9.0	—	—	—	—	14.0
Arsensäure	—	3.2	—	—	19.7	6.2	5.8	0.7	—
Antimonige Säure .	—	—	—	—	—	—	—	—	—

1) Dingl. 108, 287. B. u. h. Ztg. 1847, S. 204. Bgwfr. 10, 67. 2) Karst. Arch. 2. R. 22, 631. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436, Taf. 10, Fig. 21. 4) Ebend. 1874, S. 458 (Analyse). 5) Ebend. 1851, S. 360.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Arsenige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kieselsäure	—	—	1.6	—	—	—	—	—	—
Thonerde	—	—	—	—	7.6	5.0	4.4	—	14.0
Kalkerde	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Schwefel	7.3	—	—	—	0.3	—	—	—	—
Blei	34.9	24.4	—	—	—	—	—	—	—

(Bracketed groups in the original: 4 — Kieselsäure, Thonerde, Kalkerde; 5 — Kieselsäure, Thonerde, Kalkerde = 7.6; 6 — Kieselsäure, Thonerde, Kalkerde = 5.0; 8 — Kieselsäure, Thonerde, Kalkerde.)

	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Bleioxyd	82.2	95.5	67.13	53.28	62.63	52.52	96.21	—	—
Wismuthoxyd	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kupferoxyd	—	0.5	Spr.	0.05	—	—	0.82	0.76	0.95
Eisenoxyd	—	0.3	Spr.	0.58	3.13	—	0.41	—	—
Zinkoxyd	—	1.1	0.38	—	—	—	1.31	—	—
Silberoxyd	—	—	—	—	—	—	0.003	—	—
Antimonsäure	17.6	—	31.10	42.90	29.34	43.58	—	0.14	1.56
Arsensäure	—	2.3	—	2.34	—	—	1.21		
Antimonige Säure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Arsenige Ssure	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Kieselsäure	—	—	—	—	3.86	3.18	—	—	—
Thonerde	—	—	—	—			—	—	—
Kalkerde	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Schwefel	0.4	—	2.23	0.07	—	—	—	—	—
Blei	—	—	—	0.45	—	—	—	—	—

(Bracketed groups in the original: 13 — Kieselsäure, Thonerde; 14 — Kieselsäure, Thonerde = 3.86; 16 — Antimonsäure, Arsensäure; 17 and 18 — Antimonsäure + Arsensäure = 0.14 and 1.56.)

	19	20	21	22	23	24	25	26	27
Bleioxyd	96.35	94.68	99.69	58.13	97.11	97.72	90.208	70.6	66.95
Wismuthoxyd	—	—	—	35.25	0.15	—	—	—	—
Kupferoxyd	1.35	0.59	0.04	0.28	0.18	0.13	0.032	—	0.27
Eisenoxyd	0.66	0.59	Spr.	—	0.19	0.39	0.212	—	2.81
Zinkoxyd	—	—	—	—	0.07	—	—	—	—
Silberoxyd	—	—	—	0.71	—	0.004	0.007	—	0.02
Antimonsäure	—	—	—	—	NiO	0.10	0.370	—	—
Arsensäure	—	—	—	—	—	—	0.071	—	1.35
Antimonige Säure	—	—	0.02	—	1.50	—	—	CO_2	3.40
Arsenige Säure	—	—	—	—	—	MgO	0.601	MgO	5.44
Kieselsäure	0.45	0.59	—	3.75	0.80	0.10	1.130	3.5	6.20
Thonerde	3.19	2.00	—	—	—	—	0.375	1.5	2.35
Kalkerde	—	—	—	—	—	0.75	1.830	11.2	10.40
Schwefel	—	—	—	—	—	CO_2	4.912	13.2	—
								Sonstiges	
Blei	—	—	—	—	—	—	—	—	—

1 und 2 Abzug von Pontgibaud nach Berthier und Rivot. — 3—15 Abstrich. 3 erster A. von Poullaouen. 4 letzter A. ebend. 5 und 6 A. von Katzenthal, erster und letzter. 7 und 8 A. von Poullaouen. 9 zweiter A. von Holzappel. 10 A. von Villefort. 11 A. von Freiberg. 12 A. von Altenauer Reichwerken, nach Ernst. 13 A. von Kapnik, nach von Lill. 14 A. von Clausthal, nach Rammelsberg, drittel antimonsaures Bleioxyd, $3\,PbO + Sb_2O_5 = Pb_3Sb_2O_8$. 15 A. von Siegen, nach Rammelsberg, halbantimonsaures Bleioxyd, $2\,PbO + Sb_2O_5 = Pb_2Sb_2O_7$ mit 0.36 Fe, 0.36 Cu. — 16—25 Glätte. 16—20 Freiberger Gl., gelbe, zwei Frischglätten, rothe und schwarze. 21 Clausthaler Rastofenglätte. 22 Unterharzer letzte Glätte vom Reichtreiben. 23 Lautenthaler Glätte. 24 Glätte von Přibram (sonstige Přibramer Treibproducte in B. u. h. Ztg. 1867, S. 419). 25 von Rodna in Siebenbürgen. Tarnowitzer Stückglätte vom Armtreiben mit 0.0012 Proc. Ag und rothe Schuppenglätte vom Reichtreiben mit 0.0015 Proc. Ag enthielten resp. 0.190 und 0.120 ZnO und 0.320 und 0.310 Fe_2O_3. — 26—27 Herd. 26 Herd von Joachimsthal. 27 von Neusohl. — Mràzek fand in Přibramer Producten[1]) vom Abtreiben

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 413 (Mràzek); 1874, S. 319 (Abstrich); 1878, S. 250 (Blei- und Silbergehalte der Producte).

nachstehende Wismuthgehalte: in reicher oben am Silberblicke haftender Glätte 1.39, in reicher Glätte unmittelbar vor dem Blicken erhalten 0.591, in reicher an der Grenze der Verschleissglätte stehender Glätte 0.126, in der reichen Treibherdsohle unterhalb des Silberblickes 0.798, in der reichen Treibherdsohle vom Blickrande 0.637, in der armen Herdsohle von der Peripherie des Treibherdes 0.032 Proc.; in Frischblei 0.0530 und im Pattinson'schen Blei davon 0.0026 Proc.

Beispiele.

Als Beispiele für die verschiedenenen Modificationen beim Abtreiben sind folgende anzuführen:

a) Abtreiben ohne Nachsetzen mit Holz:

Rothenbacher Hütte.

Rothenbacher Hütte. Herd von 3.13 m Durchmesser aus 2 Thln. gepochtem Kalksteine und 1 Thl. gepochtem Lehme geschlagen, mit 11 m hoher Esse vor der Arbeitsöffnung, Düse mit Schnepper am Charnier. Aufsetzen von 25 500 kg antimonreichem Werkblei (S. 93) auf den mit Stroh bedeckten Herd, Einschmelzen bei schwacher Feuerung, Abziehen des ersten Abstriches mittelst Streichholzes, Anlassen des Gebläses, wiederholtes Abziehen des zweiten Abstriches, bis er das schaumig schlackige Ansehen verliert und in ruhig fliessende Glätte übergeht; Ablassen der ersten unreinen Glätte auf die Hüttensohle, der reinen in eiserne Kästen zur Erzielung von rother Glätte. Zeitdauer 300 St., nämlich 3 St. Einsetzen, 24—27 St. Einschmelzen, 9 St. erste Abstrichperiode, 144 St. zweite Abstrichperiode, 12 St. unreine Glätte, 105 St. reine Glätte; Verbrauch von 0.67 cbm Holz auf 5000 kg Werkblei. Erfolg aus 100 Werkblei: 7.6 erster Abstrich (wird mit der Speise vom Erzschmelzen, S. 93, zusammen verarbeitet), 21 zweiter Abstrich — (Frischen im Halbhohofen, S. 94, auf Hartblei anfangs mit Bleischlacken, dann mit 30—40 Proc. Schlacken der eigenen Arbeit, bei einem Durchsetzquantum von 5250 kg in 24 St.; 60 Abstrich geben 40 Hartblei, Verbrauch von 38 Scheffel Kohlen auf 5000 kg Abstrich; Saigerung des Hartbleies im Spleissofen ohne Zuführung von Gebläseluft, indem nach dem Anfeuern des Ofens Holzstücke und Hartbleibarren eingeschoben und im Laufe der Arbeit nachgesetzt werden; Abfliessenlassen des 30—40 Sb enthaltenden Hartbleies durch eine Rinne in der Ausziehöffnung in dünnem Strahle in einen mit Kohlenklein versehenen Stechherd, Abziehen der Unreinigkeiten von der Oberfläche und Auskellen; auf 5000 kg Hartblei gehen 1.2—2 cbm Holz und setzt man in 24 St. 12 500 kg durch; Verschmelzen der Abstrichfrischschlacken mit 8—10 Proc. Hartblei mit 10 Proc. Eisenfrischschlacken im Halbhohofen auf Hartblei, Bleikrätze zum Abstrichfrischen und Schlacke zum Erzschmelzen); — 52 unreine Glätte vom Anfange und Ende des Treibens, theils zur Entsilberung (S. 94) benutzt, theils zum zweiten Abstriche gegeben, damit das Hartblei nicht zu antimonreich wird; 30 Silber- und Goldglätte mit 92.6 Proc. Pb und 2—3 g Ag in 50 kg ist Handelswaare; 0.28 Blicksilber zum Feinbrennen.

Oberharz.

Oberharz.[1]) Einsatz von 8400 kg Werken in 3.14 m weite Oefen, Herdmachen 3, Einfeuern $2^1/_2$—3, Weichfeuern 2, Abstrichperiode 2—4, Glättebildung bis zum Blicke 22 St., zusammen 32 St. Erfolg bei $6^1/_2$—7 Proc. Bleiverlust: 13 kg Blicksilber mit 93 Proc. Ag, 6520 kg arme Glätte mit 0.0012 Proc. Ag und 90 Proc. Pb, 800 kg erste und letzte Glätte mit 0.0015 Proc. Ag und 90 Proc. Pb, 750 kg Abstrich mit 0.0012 Proc. Ag und 80 Proc. Pb, 1700 kg Herd mit 0.0175 Proc. Ag und 57 Proc. Pb. Neuerdings Abtreiben mit Steinkohlen und Unterwind.[2])

Unterharz.

Unterharz. Reinigung des Pb S und Cu_2 S enthaltenden Werkbleies (S. 91, 272) durch Saigerung, durch Erhitzen in Pattinsonkesseln von 10 000 kg Fassungsraum bis zur beginnenden Rothgluth, Abheben der Schlicker mittelst Schaumkellen in einen benachbarten kleinen Kessel, in welchem der Abzug durch einen nochmaligen Saigerprocess von anhaftendem Blei möglichst befreit wird. Erfolg von 85 Proc. gereinigtem Werkblei und von Schlickern mit 12—15 Proc. Cu und 50—70 Proc. Pb, zum Verschmelzen auf silberhaltiges Kupfer und Blei. Beim Abtreiben Erfolg von 100 Werkblei: 13 güldisches Silber mit 95 Proc. Ag und 0.3 Proc. Au, 40—60 Kaufglätte, 15—35 Frischglätte, 2—5 Abstrich und 20—25 Herd.

Přibram.

Přibram.[3]) Werkblei mit durchschn. 0.507 Proc. Ag und 98.23 Proc. Pb; Verhältnisse bei den alten und neuen Oefen (S. 100, 275):

1) Kerl, Met. 4, 183. Ebend. ähnliche Processe am Unterharze, zu Victorfriedrichshütte, Přibram, Ems, Pontgibaud, Kongsberg (Berggeist 1871, S. 18). 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 52; 1872, S. 415. 3) Ebend. 1878, S. 250, 257 (Silber- und Bleigehalt der Producte).

		Alte Oefen.	Neue Oefen.
Einsatz	t	7.5	22.5
Dauer des Abtreibens	St.	30	71
Gewicht des Silberkuchens	kg	15	45
Steinkohlenverbrauch	kg	1500	4000

Nach dem Blicken Oeffnen aller Thüren, Abstellen des Windes, plötzliches Abkühlen des Silbers durch Einfliessenlassen von Wasser, Ausheben und Reinigen des Silberkuchens.

Erfolg an Producten:

		Alter Ofen.	Neuer Ofen.
Abstrich	t	0.650	2.500
Schwarze Glätte	t	0.811	2.200
Rothe Glätte	t	1.700	5.800
Reichglätte	t	0.117	0.300
Herd	t	1.621	3.500

Silberverlust 1.352 Proc. Kostenersparniss im neuen Ofen gegen den alten 15 Proc.

b) Abtreiben ohne Nachsetzen mit Steinkohlen.

Tarnowitz.

Tarnowitz.[1]) Herdinhalt für 8250 kg Armwerke 0.71 cbm, für 6500 kg Reichwerke 0.59 cbm; Einschmelzen nach 4—5 St., Abziehen geringer Mengen gebildeten Abstriches; Erhöhung der Temperatur bis zur Rothgluth während 1 St. behufs Einleitung des Treibens, Verschliessen des Schiebers im Schornsteine, um die Bleidämpfe in die Flugstaubkammern zu entlassen (S. 274), Glättebildung 16—18 St.,.5—6 stünd. Abkühlen des Ofens bei abgenommener Haube, Herausholen des Blicksilbers, Ausbrechen des Herdes nach 20 St.; 100 Werkblei geben 90.75 Glätte und 19.86 sonstige Producte mit 23.64 Steinkohlen. Abgang an Blei 2.49 Proc., an Silber 0.08 Proc. Wenn man viel Glätte absetzen kann, Abtreiben bis zum Schwarzblicke auf Blei mit 10 Proc. Ag, dann mehrerer Schwarzblicke auf Feinsilber. (Aehnlicher Process zu Vialas[2]).)

Lautenthal.

Lautenthal. Abtreiben (Ofen S. 274) von 6000 kg Reichwerken von der Zinkentsilberung bei Eintränkung von 175—200 kg silberreichen zinkischen Oxyden vom Behandeln des Zinkschaumes mit Wasserdampf, sobald die Glätteperiode eingetreten ist; gemeinschaftliches Verfrischen der erfolgten Abzüge, Abstriche, Glätten und Herd und Entsilberung des dabei erfolgenden Bleies mit 0.2 – 2.5 Proc. Ag. Dauer des Herdschlagens 2 St., des Abtreibens 30—33 St.; Verbrauch von 700—750 kg Steinkohlen und 4—4³/₄ Schock Waasen pro Treiben; Erfolg von 88 Proc. Vorschlägen (Glätte und Abzüge) und 15—16 Proc. Herd vom Treibgute; Windpressung bei 37 mm Düsenweite 20—26 mm; bei kupferhaltigen Silbern nochmaliges Antreiben des Blicksilbers mit einer dem Kupfergehalte entsprechenden Bleimenge. Während beim Eintränken der Oxyde von der Behandlung des Zinkschaumes mit Wasserdampf wiederum oxydische Abzüge mit 0.20 – 0.40 Proc. Ag erfolgten, so enthält die Glätte vom Eintränken der nach dem Schnabel'schen Ammoniakverfahren erhaltenen Rückstände nur 0.04 Proc. Ag.

c) Abtreiben mit Nachsetzen.

Freiberg.

Freiberg.[3]) Beim älteren Verfahren Einsatz von 6500 kg raffinirtem Werkblei (S. 96) in den Treibofen (Fig. 138—140), Einfeuern, Anlassen des Windes (5.6 cbm), Nehmen des Abzuges und Abstriches, Erzeugung von etwa 1500 kg reiner Glätte in Batzen, wiederholtes Nachsetzen von 4 Bleiblöcken, so dass man in 3 Tagen oder 72 St. 17 000 kg raffinirtes Blei vertreibt und erhält: 100 kg Abzug und gewöhnlich wenig Abstrich, 1500—3000 kg rothe Glätte mit circa 0.005 Proc. Silber, 12 000 bis 14 000 kg gelbe Glätte, 2000 — 2400 kg Herd, 220 — 225 kg Blicksilber mit 0.3 bis 0.33 Thln. Holz auf 1 Thl. Werkblei. Neuerdings Concentrationstreiben behufs Erzielung wismuthreichen Herdes (s. unten). Sonstige Beispiele[4]) für Holz: Altai; für Steinkohlen: Siegen, Holzappel und Braubach (Einsatz 15 000—20 000 kg, Nachsetzen von 5000—10 000 kg, 6 Tage Dauer, 6000 kg Steinkohlen bei Unterwind).

1) Kerl, Met. 4, 189. Preuss. Ztschr. 15, 61. B. u. h. Ztg. 1867, S. 33. 2) Kerl, Met. 4, 190. 3) Ebend. 191. B. u. h. Ztg. 1865, S. 435. Plattner-Richter's Vorles. 2, 256. 4) Kerl, Met. 4, 191.

d) Concentrationstreiben.

Zsarnowitz[1]) in Ungarn. Treibofen von 3.2 m Durchmesser, Einsatz 800 bis 850 kg (erst zur Hälfte, dann nachgesetzt), Abtreiben bis auf 0.95—1.6 m des Bleibades, Abkühlen des 40—80 procentigen Schwarzblickes nach Einlegen eines Zertheilungsmessers mit Wasser, Zerschroten desselben behuf des Reichtreibens; noch 1—3stündiges starkes Feuern nach dem Blicken behufs des völligen Feinens, Verbrauch von 2.5—3.8 cbm Holz auf 1000 kg Werke; Zeitdauer für 800—850 kg Werke 72 Stunden. Bleiverlust 5—6 Proc. incl. des Abganges beim sibirischen Glättefrischen (S. 111). — Auch in Tarnowitz[2]) fand früher ein Concentriren von Armblei statt. Zsarnowitz.

Freiberg.[3]) Einsatz von 10 000 kg Werkblei (S. 96), Aufsetzen des Hutes, Verstreichen der Fugen, Auflegen von Holz aufs Blei, 16stündiges Feuern, anfangs langsam und mit wenig Wind, nach dem Einschmelzen Nehmen des Abstriches, Herstellung der Glättegasse mittelst Mergelsäge, Ablaufenlassen von so viel Glätte in einen gusseisernen, auf zweirädigen Karren (Glättehund) stehenden, 800—900 kg fassenden Kasten, bis sich der Kasten dreimal gefüllt hat, dann Schliessen der Glättegasse mit einem Mergelbatzen, Nachsetzen von soviel Werkblei mittelst Gems, bis dessen Niveau wieder das der Brustwand erreicht, durch das Schürloch, Herstellung einer neuen Glättegasse neben der ersten, wieder 3maliges Volllaufenlassen des Glättekastens, nochmaliges Nachsetzen bei Herstellung einer dritten Gasse, nach 3maliger Kastenfüllung Oeffen der ersten Gasse u. s. w., bis 12 × 3 Kasten Glätte abgelaufen sind, dann Tieferlegen der Düse und stärkeres Feuern, bis Reichblei mit 60—70 Proc. Ag entstanden; dann sehr starkes Feuern, Ausschöpfen des Reichbleies in gusseiserne Formen, Kühlen des erstarrten Rostes im Herde mit heissem Wasser bei gelöschtem Feuer, Abnehmen des Hutes, Herausnehmen des Erstarrten. Abtreiben von 35 000 kg Werkblei in 100—102 St. mit 1 cbm Holz und 80—88 hl Braunkohlen; 15.45 cbm Luft pro Min. mit 15.6 mm Quecksilberpressung. Erfolg von etwa 1000 kg Reichblei, vom vorgelaufenen Werkblei 50 Proc. gelbe Glätte mit 0.04—0.06 Proc. Ag zum Frischen im Schachtofen; 35—40 Proc. rothe Glätte mit höchstens 0.02 Proc. Ag, gesiebt zum Verkauf; etwa 500 kg wismuthhaltige Glätte; Vorschläge oder Scheideglätte (Glätteansätze an der Glättegasse, von Zeit zu Zeit entfernt) 250—400 kg, mit gelber Glätte verfrischt; Herd entweder mit Glätte verfrischt oder bei der Bleisteinarbeit zugesetzt oder bei grösserem Wismuthgehalte aus der Mitte des Herdes mit wismuthhaltiger Glätte verfrischt. — Guttreiben der Schwarzblicke (Bleileder) in einem kleinen Treibofen mit elliptischem Herde von 1.55 m Länge und 1.15 m Breite; Flammloch 0.6 m breit und 0.6 m hoch; Feuerbrücke 0.5 m breit; Rost 0.76 m lang und 0.4 m breit; Arbeitsöffnung 0.28 m breit und 0.4 m hoch; Fuchs 0.64 m breit und 0.2 m hoch; Unterwind und 2 Düsen seitlich; beweglicher Hut. Abwärmen des mit Spur versehenen Mergelherdes bei schwachem Steinkohlenfeuer 4—5 St. bis zur Hellrothgluth, Einsatz der Schwarzblicke mittelst Spatels grossentheils an die Feuerbrücke, Schliessen und Verstreichen der Einsatzöffnung, Einfeuern während 1 St., schwaches Anlassen des Windes, Herstellung einer Glättegasse, wenn sich hinreichend Glätte gebildet hat, in der Arbeitsöffnung unter dem Fuchs, Probenehmen nach einigen Stunden mittelst eines Löffels und Ansehen des Bruches; richtiger Gehalt des Blicksilbers (90 Proc. Ag), wenn Bruch hakig, Farbe aus Bleigrau in Silberweiss; dann Abstellen des Gebläses, Auskellen des Silbers, Eingiessen von Wasser in den Herd. Erfolg von Blicksilber mit 95 Proc. Ag, Wismuthglätte mit 4—8 Proc. Bi zur Wismuthgewinnung, wenn ärmer daran zum Glättfrischen; Herd mit 6 Proc. Bi zur Wismuthgewinnung. Dauer incl. Anwärmens 10 St., Verbrauch von 5—6 hl Braunkohlenkläre. Freiberg.

97. Englischer Treibprocess.[4]) Charakteristisch dafür sind die Beweglichkeit des Treibofenherdes (S. 271), das Concentrations- und Reichtreiben (S. 272) und das Feinen des Blicksilbers im Ofen selbst. Oxydationsluft kann durch ein Gebläse oder durch Wasserdampf zugeführt werden. Wesen des Processes.

Der Treibofen hat nachstehende Construction (Fig. 144—147): Treibofen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 106. Oest. Ztschr. 1871, S. 55. 2) Kerl, Met. 4, 195. Preuss. Ztschr. 15, 65. 3) Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 334. 4) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenkunde S. 117.

a Testring aus einer flachen Eisenstange von 0.1 m Breite, 0.013 m Dicke und 1.4 m Länge hergestellt, mit angenieteten Querstangen *b* am Boden. *c* Handhaben daran. Der Ring wird mit einer Masse aus Knochenmehl, mit Wasser und $2^1/_4$ Proc. Potasche angeknetet, mittelst eisernen Schlägels vollgestampft, geebnet und dann eine Mulde *t* 54 mm tief so eingeschnitten, dass dieselbe an 3 Seiten einen etwa 132 mm breiten Rand erhält, an der vorderen etwa 0.9 m breiten Seite bei *m* aber die Herdmasse (Brust) etwa 0.33 m breit stehen bleibt. Dieselbe erhält mehrere Oeffnungen *h*, nach welchen hin man Glättegassen *i* ausschleiden und somit die Glätte nach unten in einen untergesetzten zweirädrigen Topf mit Handhabe entlassen kann. Der Test wird seitlich in den Herd geschoben, sein Rand correspondirt mit einem Ring (Compassring) im Herde und er wird durch 4 eiserne Keile befestigt, welche zwischen Boden des Testrahmens und die eisernen Unterlagsstangen geschoben werden. *f* Schürloch. *d* Kessel zum Werkbleischmelzen behufs Zeitersparung. *e* Schornstein oder nach unten gehender Zug, durch zwei Füchse mit dem Testraume verbunden. *g* Rauchesse. *l* Form, durch welche Gebläseluft oder Wasserdampf eintritt, welcher Luft mit fortreisst. Die Fugen zwischen Test- und Compassring werden mit Testmasse verstrichen.

Fig. 144.

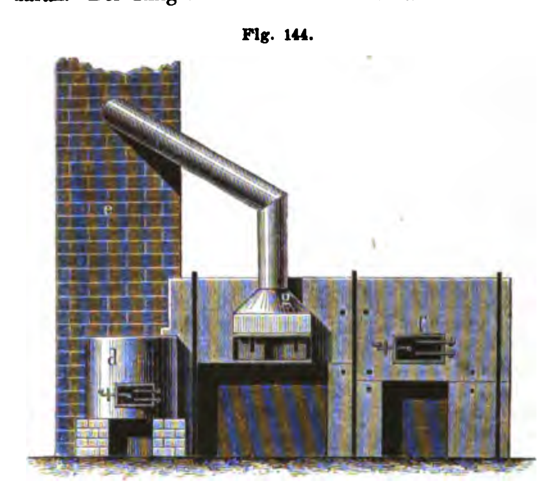


Fig. 145

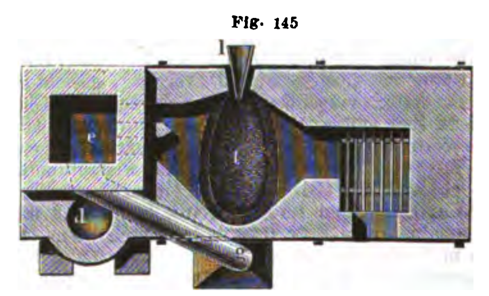
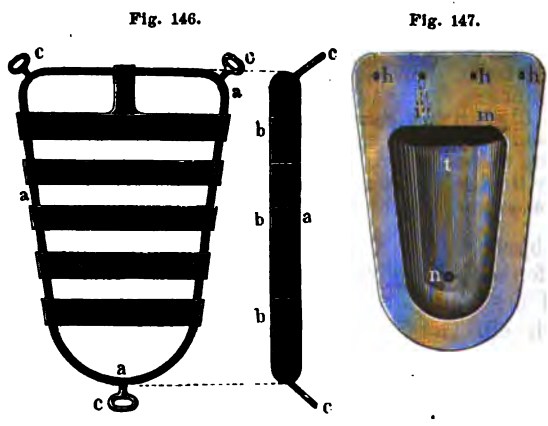


Fig. 146. Fig. 147.



Auf **nordamerikanischen Werken**[1]) geschieht das Abtreiben von Reichblei unter Nachsetzen bis zu etwa 60 Proc. Silbergehalt im **Streitz'schen Treibofen mit eiserner Sohle und Wasserkühlung**, die Sohle ein doppelwandiger Kasten, zwischen welchem Wasser circulirt, mit folgenden Vortheilen: Entbehrlichkeit des Herdschlagens, nicht vorhandene Gefahr des Durchgehens des Herdes und leichtes Ablassen der Glätte. Das concentrirte Werkblei wird dann auf einem gewöhnlichen englischen Knochenherde feingetrieben.

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 14; 1879, S. 427. Preuss. Ztschr. 27, 175.

Manipulationen.

Die Manipulationen sind folgende: Füllen des gehörig ausgetrockneten und zur Temperatur der schmelzenden Glätte erhitzten Testes mit flüssigem Blei aus dem Kessel *d* durch eine in den Test führende Rinne (ein Test von 1.22 m Länge, 0.76 m Breite und 0.1 m Tiefe fasst 4268 kg Blei), Anlassen des Gebläses, Entfernung der flüssigen Glätte durch die Glättegasse in der Brust nach unten in den Rädertopf, wiederholtes Nachsetzen von flüssigem oder auch festem Blei, im letzteren Falle durch zwei seitliche Oeffnungen neben der Form; Ablassen der bis zu einem gewissen Silbergehalte (z. B. von 5 auf 90 Tausendtheile oder von 4060—5075 kg Einsatzwerken bis auf 50.8 kg Blei) angereicherten Werke etwa alle 24 St. in einen vierrädrigen grösseren Topf, indem mittelst eines eigenthümlichen Bohrers von unten ein Loch *n* an der Seite des Testes eingebohrt wird, nach welcher man ihm etwas Neigung gegeben hat; Zustopfen der Oeffnung und Wiederholung des Concentrirens; Reichtreiben der Schwarzblicke auf einem neuen Teste bei Entstehung von silberreicherer Glätte und Blicksilber, welches bei stärkerer Feuerung unter wiederholtem Abziehen oberflächlich abgeschiedener Unreinigkeiten während 2—6 St. gefeint wird, bis dasselbe vollständig spiegelt, Abkühlen und Offenerhalten der Oberfläche des Silbers durch Rühren zur Milderung des Spratzens. Obige Bleimenge lässt sich in 16—18 St. in Glätte verwandeln. Es lassen sich auf einem Teste wöchentlich 20 000—25 000 kg Blei mit etwa 140 Proc. Steinkohlen bei 5 Proc. Bleiverlust abtreiben.

Beispiele. Binsfeldhammer.

Binsfeldhammer bei Stolberg. Abtreiben des Reichbleies vom Zinkprocesse (§ 106) mit etwa 16 602 g Ag in 1000 kg in Gestalt dünner Barren mit Wasserdampf von 2—3 Atmosphären bei 2 cm weitem Windrohre, welches kurz vor dem Eintritte in den Herd unterbrochen ist, so dass der Dampfstrahl eine kurze Strecke durch die Luft geht, dann erst in das mit einem Mund versehene, die Leitung fortsetzende Rohr; Länge des Testrahmens 1.10 m, der aus der Testmasse (Knochenmehl mit 2—3 Proc. Potasche) ausgeschnittenen Vertiefung 70 cm oben und 60 cm am Boden bei 55 cm Breite unten an der Vorderseite, so dass an den Seiten ein 6.5 cm breiter Rand und nach vorn eine 27 cm breite Brust von Testmasse bleibt; Anfüllen des langsam bis zur Schmelzhitze des Bleies erhitzten Herdes mit in einem Nebenkessel eingeschmolzenen flüssigen Blei, Steigerung der Temperatur bis zum Schmelzpunkte der Glätte, Anlassen des Gebläses, Abfluss der Glätte durch die Gasse in einen untergestellten eisernen Topf, Nachsetzen von frischem Blei in Blöcken durch zwei Oeffnungen in der Rückwand des Ofens; Concentriren des Werkbleies bis zu einem gewissen Grade, Ablassen desselben (etwa alle 10 Stunden) durch ein in den Boden des Testes gebohrtes Loch in einen eisernen Kessel, Verstopfen der Stichöffnung mit einem Pfropfen von Testasche und Andrücken desselben durch eine untergestellte Eisenstange; Feinbrennen der Concentrationswerke auf einem neuen Test unter Zusatz einiger Blöcke Weichblei zur Entfernung der Unreinigkeiten; Abkühlen des 997 Tausendstel enthaltenden Feinsilbers mit Wasser unter Offenerhalten der Oberfläche mittelst eines spitzen Eisens zum Beschränken des Spratzens, dann Herausnehmen des erstarrten güldischen Silbers. In einem Jahre abgetriebene 478 460 kg Reichschaumbleie ergaben 7706.731 kg Ag und 517 055 kg Glätte, und zwar arme mit 16 Proc. und reiche mit ca. 84 Proc. Ag, welche zusammen mit den Schlickern vom Werkbleieinschmelzen (§ 106) und der Testmasse mit Kohle gemengt in einem Flammofen mit Sumpf reducirt wird, aus welchem man das Blei in einen Gusseisenkessel absticht, die darauf schwimmende Schlacke aber durch eine seitliche Arbeitsthür auszieht. Vortheile des englischen Treibprocesses: Wiederbeginn des Treibens gleich nach beendigtem Processe, dadurch Ersparung an Brennmaterial und Zeit, geringere Metallverluste. Die Glättereduction im Flammofen gestattet in Vergleich zu Schachtöfen die Erzeugung reineren Bleies, bequemere Arbeit, Ersparung an Brennmaterial, grösseres Ausbringen wegen minderer Bleiverflüchtigung und Verschlackung, Anwendbarkeit billigerer roher Brennstoffe.

Wyandotte. Wyandotte.[1]) Abtreiben 36 St. im englischen Treibofen bis zu 2.5 Proc. Ag im Werkblei (S. 256, 262), Ausschöpfen desselben, Wiederholung des Treibens mit frischem Werkblei alle 24 St., Abtreiben der Reichwerke wöchentlich in demselben Ofen zur Feine von 900—995 Tausendstel, völliges Feinschmelzen in Tiegeln. Vortheile: höheres Silberausbringen und mindere Gefahr der Veruntreuung.

Mechernich. Mechernich. Früher Abtreiben von Reichblei (S. 101) mit 2.5—3 Proc. Ag im englischen Treibofen auf Blicksilber mit 950—980 Tausendstel Ag, dann Feinschmelzen in Tiegeln unter Zusatz von Knochenmehl auf Silber von 998—999 Tausendstel Feine; jetzt Feintreiben der angereicherten Werke.

Chicago. Sonstige Beispiele: Chicago[2]), englischer Treibofen mit Test aus gemahlenem Kalksteine und mit Sturtevant-Bläser.

2. Capitel. **Feinen des Blicksilbers.**

Theorie. 98. **Allgemeines.** Das brüchige Blicksilber enthält noch bis 10 Proc. Unreinigkeiten, namentlich Blei und Kupfer, auch wohl Antimon, Arsen, Wismuth und Nickel, welche durch ein oxydirendes Schmelzen (Feinen, Raffiniren) leichter (Blei, Wismuth und Eisen) oder schwieriger leicht (Kupfer, Antimon, Arsen) zu entfernen sind, zuweilen auch durch Schmelzen mit Oxydations- und Solvirungsmitteln (Borax, Salpeter) weggeschafft werden müssen.

Bei bleifreien Silbern befördert man die Oxydation der fremden Metalle durch einen Bleizusatz, seltener macht man das Metallbad bei Anwesenheit von schwertreibendem und Strengflüssigkeit herbeiführendem Nickel und Kobalt durch einen Kupferzusatz hitziger. Bei grösserem Kupfergehalte kann man diesen beim Silber lassen und eine ductile Legirung beider erzeugen, dagegen machen schon geringe Mengen Antimon, Arsen und Wismuth das Silber spröde. Die gebildeten Oxydationsproducte werden von dem Herdmateriale eingesogen, welches aus Knochenasche, Seifensiederasche oder Mergel bestehen kann. — Nach Rössler[3]) enthalten die meisten Blicksilbersorten Gold, Platin, Palladium und zuweilen Selen, z. B. Silber von Mechernich und Commern 0.0058 Proc. Pt und 0.0053 Proc. Pd, dadurch zu trennen, dass man den Rückstand von der Behandlung mit Salpetersäure in Königswasser löst, das Au durch Eisenchlorür fällt, aus der Chloridlauge durch metallisches Eisen Pt und Pd nebst etwas Cu fällt, durch Erhitzen des Schlammes mit Eisenchloridlösung das Cu auszieht, dann den Schlamm in Königswasser löst, nach Entfernung von noch etwas Au das Pt durch Salmiak und das Pd durch Ammoniak und Salzsäure fällt. Beim Schmelzen des durch Glühen des Platinsalmiaks erhaltenen Schwammes mit Soda und Kohle erfolgt eine Selennatrium enthaltende Schlacke und beim Glühen der Palladiumniederschläge bleibt Selenpalladium zurück. Nach Debray[4]) kommt ein Selengehalt, welcher (schon weniger als $^1/_{1000}$) das Silber brüchig und blasig macht, nicht im Blicksilber, sondern nur im Scheidesilber, von dem Selengehalte der Schwefelsäure herrührend, vor und wird durch Kupfer mit dem Silber gefällt. Durch Schmelzen bei Luftzutritt, namentlich bei Salpeterzusatz, lässt sich das Selen entfernen.

Feinirmethoden. Die Feinirmethoden, für eine kleinere oder grössere Production, sowie für reinere oder unreinere Blicksilber verschieden, haben einen differirenden Werth hinsichtlich des Brennstoffverbrauches und der Silberverflüchtigung. Seltener wird das Feinen gleich im Treibofen vorgenommen (S. 271) und liefert dann einen meist nicht über 997 Tausendtheile gehenden Feingehalt.

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 458 (Analysen von Blicksilber, Glätte und Raffinirschlacke); 1879, S. 184. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 24. 3) Liebig's Ann. d. Chem. 180, 240. 4) B. u. h. Ztg. 1876, S. 329.

Als Producte erfolgen dabei: Producte.

1) Brand-, Feinsilber[1]), Brandstücke, raffinirtes Silber mit einigen Tausendtheilen fremder Stoffe, meist Pb, zuweilen Cu und Spuren von Bi, As, Sb, Pt, Pd, auch wohl von mehr oder weniger Au; es pflegen die Brandstücke an der oberen Seite einen um mehrere Tausendtheile höheren Silbergehalt als an der Unterseite zu besitzen. Oft schon geringe Mengen fremder Stoffe, z. B. Wismuth, Antimon, Arsen u. s. w. können, wie bemerkt, das Silber spröde machen, desgleichen ein Ausgiessen bei zu hoher Temperatur. Dieselbe ist richtig, wenn sich eine schwache Kruste auf der Oberfläche des Metalles gebildet hat und dieses breiartig werden will. Brandsilber.

Als Kennzeichen der Feine können gelten: eine völlig spiegelnde, gelbweisse Oberfläche des flüssigen Metalles (namentlich im Dunkeln zu sehen), fleckenlose rein silberweisse Ansätze an einem ins Metall eingetauchten Probehäkchen oder Feineisen, gleichmässiges Ansehen von Granalien oder der Oberfläche einer Löffelprobe (bei noch vorhandenem Blei zeigt die Oberfläche strahlenförmige Zeichnungen), auf dem Bruche sehr feines, gleichmässiges Korn und Atlasglanz, Unzerbrechlichkeit eines dünnen Zains bei mehrmaligem Hin- und Herbiegen, Auflöslichkeit in Salpetersäure ohne Rückstand und Spratzen[2]) einer Löffelprobe (Spratzprobe) oder von Tropfen am Rührhaken beim Abkühlen, ein Emporreissen der erkaltenden Oberfläche in Folge von beim Schmelzen absorbirten und beim Abkühlen entweichenden Sauerstoffes.

Nach Lucas absorbirt Silber das 20fache seines Volumens Sauerstoff, welcher nach Plattner, Deville und Debray sich mit dem flüssigen Silber vermischendes Silberoxyd erzeugt. Dieses kann unter der Abkühlung nicht bestehen und entlässt den Sauerstoff gewaltsam. Ein Blei- und Kupfergehalt verhindern das Spratzen, nicht aber ein Goldgehalt. Man sucht dem Spratzen, da dasselbe mechanische Silberverluste herbeiführt, entgegenzuwirken durch Offenerhalten der erstarrenden Oberfläche mittelst Rührhakens, Aufwerfen von mit intensivem Lichte verbrennender Kohlenlösche, Bedecken während der Abkühlung u. s. w. Ein spiegelndes Silber kann auf dem Bruche grau, übergaar, dann spröde sein in Folge eines Gehaltes an Silberoxyd, welcher durch Aufstreuen von Kohle beseitigt wird. Das Spratzen tritt auch unter einer Decke von Salpeter, nicht aber von Kochsalz und Potasche ein. Seifenwasser oder Bier, früher zum Abkühlen des Silbers angewandt, kann wegen Gehaltes an organischer Substanz das Spratzen beeinträchtigen oder ein Bleioxydhäutchen reduciren, wodurch das Silber ein schöneres Ansehen erhält. Auch scheint Silber schweflige Säure zu absorbiren und dadurch zu spratzen, z. B. beim Einschmelzen von aus Silbersulfatlösung durch Eisen gefälltem Silber, welches basisches Eisensulfat beigemengt enthält, dessen Schwefelsäure durch den Graphit des Schmelztiegels reducirt wird. Es empfiehlt sich bei solchem Silber vor dem Schmelzen ein Glühen desselben mit Kohle zur Zerlegung des Eisensulfates.

Nach Christomanos schmilzt das Silber im Kalkofen vor dem Knallgasgebläse zunächst, wird dann weissglühend und stösst einen hellblauvioletten Dampf aus, welcher als grauer Anflug auf einem kalten Porzellanscherben sich absetzend, aus Silber und Silberoxyd besteht. Feinzertheiltes Silber versprüht in blauweissen Funken, geht in Silberoxyd und Superoxyd über und verflüchtigt sich erst, wenn sich durch Zusammenschmelzen grössere Silberkügelchen gebildet haben. Mit Kupfer legirt und erhitzt, entweichen lauchgrüne Dämpfe von kupferhaltigem Silber und es bleibt silberhaltiges Kupfer grossentheils oxydirt zurück. Bleilegirung hinterlässt unter Bleiverflüchtigung Silber. — Nach Prinsep schmilzt das Silber bei 999°, nach Pouillet bei 1000°,

1) Kerl, Met. 1, 712; 4. 203. B. u. h. Ztg. 1876, S. 329, 332 (Pt, Au, Bi, Pd, Se-Gehalt). B. u. h. Zt. 1877, S. 179 (Verfälschung mit Pb). Gottschalk, Reduction der engl. Coursnotiz f. Barrensilber auf das Pfund Feinsilber in deutscher Währung, in Freiberger Jahrb. 1877, S. 72.
2) Sauerstoffgehalt des Silbers in Dingl. 229, 197. Wagn. Jahresber. 1878, S. 183.

nach Becquerell bei 960°, nach Violle, sowie nach Erhard und Schertel[1]) bei 954°, nach Percy bei etwas über 1040° C.

Testasche.

2) Testasche, Silberkrätze, das mit Metalloxyden und Silberkörnern vermengte Herdmaterial, zuweilen reich an Wismuthoxyd (Přibramer z. B. mit 0.681 Proc. Bi), wenn solches auch in den Erzen und Zwischenproducten nicht nachzuweisen ist. Die Metallisches enthaltenden Massen werden, insofern man nicht Wismuth daraus gewinnen kann, für sich geschmolzen oder an Bleiarbeiten, ausgehaltene Silberkörner zum Blicksilber gegeben und die noch brauchbare Testasche wieder verwandt.

Krätzen.

3) Krätzabzüge (Abstrich) werden auf trockenem Wege (durch Blei) oder auf nassem (z. B. mittelst Schwefelsäure in Mansfeld) entsilbert; zuweilen wismuthhaltig (Přibramer mit 2.5 Proc. Bi).

99. Feinirmethoden. Es kommen zur Anwendung:

Feinbrennen im Treibofen.

1) Das Feinbrennen im Treibofen. Von diesem Verfahren war bereits die Rede (S. 271, 285, 287).

Feinbr. vor dem Gebläse.

2) Feinbrennen vor dem Gebläse. Dieses nur wenig Brennmaterial und einen einfachen Apparat erfordernde Verfahren ist bei bedeutender Silberverflüchtigung schwierig zu leiten und nur bei sehr unreinen, namentlich Antimon und Arsen enthaltenden Silbern wegen der kräftig oxydirenden Wirkung in Anwendung gekommen, z. B. früher in Freiberg, in Mexico[2]) für Amalgamationssilber.

Beispiel. Freiberg.

Aelteres Freiberger Verfahren.[3]) Einstellen eines Testes (Fig. 148), einer mit Aescher oder Mergel *b* ausgeschlagenen eisernen Schale *a* mit 235—288 mm weiter und etwa 78 mm tiefer Aushöhlung vor eine mit stechender Form versehene Brandmauer unter einer Mantelesse (ähnlich wie im Kupfergaarherde S. 190), Einsetzen des Silbers in Bruchstücken, Umgeben des Testes mit einem blechernen Mantel, Anfüllen des von demselben eingeschlossenen Raumes mit todten, vor der Form mit einigen glühenden Kohlen, Anlassen des Gebläses, Einschmelzen des Silbers, Wegnehmen des Blechkranzes, Abziehen der glühenden Kohlen und wiederholtes Einlegen von Holzsplittern zwischen Test und Form, so dass von letzterer aus eine Art Löthrohrflamme auf die Silberoberfläche geblasen wird, bis dieselbe nach öfterem Umrühren spiegelt und am Probehäkchen fleckenlose Tropfen giebt (S. 289), Abstellen des Gebläses, vorsichtiges Abkühlen des Silbers mittelst Wassers wegen Spratzens und Herausnehmen des Brandstückes aus dem Test. Feinen von 10—15 kg Silber mit 0.6 cbm Luft pro Min. in 1—1½ St. mit 0.07 cbm Holzkohlen und 0.034 cbm Holz.

Fig. 148.

Feinbr. unter der Muffel.

3) Feinbrennen unter der Muffel. Reinlicher und rationeller, auch leichter auszuführen als die vorige Methode, erfordert dieses namentlich für bleiische und sonst weniger verunreinigte Silber passende Verfahren viel und theures Brennmaterial (meist Holzkohlen) und die Silberverflüchtigung, obgleich geringer als im vorigen Falle, ist doch merklich, so dass dasselbe nur noch wenig Anwendung findet (Rothenbacher Hütte, Unterharz).

Beispiel. Ober- und Unterharz.

Unterharz.[4]) Einsetzen des mit Mergelmasse oder Aescher ausgeschlagenen Testes *i* (Fig. 149—151) mit 340 mm weiter und 78 mm tiefer Aushöhlung in den

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 126. 2) Ann. d. min. 1871, Tom. 20, p. 179. 3) Winkler, Freiberger Schmelzprocesse 1837, S. 143. 4) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 465. Dess. Unterharz. Hüttenpr. 1861, S. 136.

bauchigen Feinbrennofen *b* von 575 mm Höhe, 549 mm Weite mitten, 445 mm Weite unten und 314 mm Weite oben, Aufsetzen der Muffel *k* auf den Test, Schliessen der Vorwand durch die lose Mauer *g* bis auf die Arbeitsöffnung *h*, Eintragen des Blicksilbers durch letztere in den Test, Füllen des Ofens *b* mit todten und einigen glühenden Kohlen, so dass erstere unter Zuleitung von Luft durch Schlitze *e* im Mauerwerke *a* und aus diesen abgehende Züge *f*, welche durch *c* und *d* auch an der Hinterwand mit der Aussenseite communiciren, in Gluth gerathen; Einschmelzen des Silbers bei mit groben Kohlen zugelegter Muffelmündung, wiederholtes Oeffnen derselben und Umrühren des Silbers mit einem Haken (etwa alle halbe Stunden), bis dasselbe vollkommen spiegelt, dann letzte $^1/_2$ stündige Hitze. Abkühlen des Feinsilbers mit Wasser unter Offenerhalten der Oberfläche beim Spratzen und Herausnehmen des Brandstückes. Einsatz 22.5—25 kg, Einschmelzen 2 St., Feinen etwa 3 St., Verbrauch 0.23 cbm Holzkohlen. Am Oberharze ist dieses Verfahren durch das Raffiniren im Flammofen ersetzt.

Fig. 149. Fig. 150.

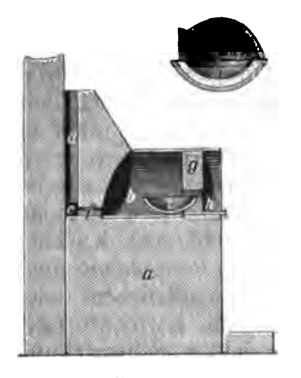


Fig. 151.



Victor-Friedrichshütte.

Victor-Friedrichshütte am Unterharze. Aufstellen der mit alter Treibmergelasche und Knochenmehl ausgeschlagenen Teste auf hochkantig gestellte Steine, so dass die Hitze auch den Test von unten trifft. Ausbringen von 95.1 Proc. Feinsilber mit 300 kg Kohlen auf 100 kg Blicksilber.

Rothenbacher Hütte.

Rothenbacher Hütte (S. 93). Test von 31 cm Durchmesser und 8—10 cm Tiefe auf der Sohle eines mit Füchse enthaltendem Gewölbe und 11 m hoher Esse versehenen vorn offenen Oefchens; Bildung der Muffel durch Umstellen des Testes in Intervallen mit feuerfesten Ziegeln, auf welche Eisenstäbe und darauf ein durchlöchertes, mit Thon überzogenes Eisenblech gelegt werden; Bedecken der Muffel mit Holzkohlen und Cokes, Verschliessen der offenen Vorwand durch eine schmiedeeiserne Thür, Rothglühendfeuern der Muffel während 2—3 St., Einsetzen des Blicksilbers (35—50 kg), Verschliessen der Muffelmündung mit Holzkohlen, Einschmelzen des Silbers innerhalb 1 St., Unterhaltung der Feuerung ohne zu rühren während $2^1/_2$—3 St., bis sich die Silberoberfläche völlig spiegelt, Wegnehmen der Kohlen aus der Muffelmündung, Einstechen von Löchern in die erstarrte Oberfläche zur Verhütung des Spratzens, Festschlagen des hervorgequollenen Silbers auf dem noch glühenden Brandstücke mit 99.5 Proc. Ag. Auf 50 kg Blicksilber Verbrauch von 16 Scheffel Holzkohlen und 4 Scheffel Cokes; Abzug zum Eintränken ins Werkblei beim Abtreiben wegen Gehaltes an Silberkörnern, Testmasse zum Einschmelzen.

Raffiniren im Flammofen.

4) Feinbrennen (Raffiniren) im Flammofen. Das am häufigsten, namentlich für grössere Productionen angewandte Verfahren, in ökonomischer Beziehung am vortheilhaftesten. Für kleinere Productionen macht man den Flammofenherd ähnlich wie bei den englischen Treiböfen beweglich (S. 286), d. h. man schlägt den Testring ausserhalb des Ofens mit Herdmaterial aus, schiebt denselben auf einem Wagen in den Ofen und schraubt ersteren so weit empor, dass der Test in eine richtige Stellung zur Feuerbrücke und zum Fuchse gelangt (Tarnowitz, Kongsberg). Für grössere Productionen (bis zu 1250 kg und mehr) schlägt man den Herd innerhalb des Ofens und macht zur bequemeren Arbeit das Herdgewölbe wohl beweglich in Gestalt einer Eisenhaube (S. 275) oder einzeln wegnehmbarer Gewölbesteine (Freiberg, Holzappel, Oberharz), oder auch unbeweglich (Mansfeld, Přibram). Bei zweiherdigen Oefen dient der obere Herd zum Vorwärmen des Silbers, der untere zum Feinbrennen (Poullaouen). Als Brenn-

material verwendet man Steinkohlen (Freiberg, Přibram, Oberharz), Holz (Holzappel, Kongsberg) oder Generatorgase (früher in Mansfeld); bei ersteren beiden wird zweckmässig Unterwind angewandt (Oberharz); letztere gestatten, allerdings unter Anwendbarkeit von Brennstoffabfällen (z. B. Kohlenlösche) eine weniger einfache Leitung des Betriebes und lassen keine so momentane Regelung der Temperatur zu. Hinter der Feuerbrücke zugeführte Gebläseluft begünstigt die Oxydation, aber auch den Silberverlust; erhitzter Gebläsewind beschleunigt den Process unter Brennstoffersparung (Kongsberg). Die Oefen müssen scharf ziehen, rasch die Hervorbringung einer hohen Temperatur gestatten und deshalb bei hinreichend hoher Esse einen im Verhältnisse zum Herde geräumigen Feuerungsraum besitzen. Das Herdmaterial besteht aus Knochenmehl (Tarnowitz, England) ohne Tränkung mit Potaschenlösung (S. 286) zur Verhütung einer Sinterung, Aescher, natürlichem oder künstlichem Mergel, Chamotte oder seltener, wie zu Kongsberg, aus einem Gemenge von feingepochter und gesiebter Schwarzkupfer- oder Eisenfrischschlacke mit wenig Thon, welche Masse sich demnächst nach Aufnahme von Blei, Silber u. s. w. leichter durch Schmelzen zugutemachen lässt, als Knochenmehl und Mergel.

Man sucht den Feinprocess bei einer hohen und gleichmässigen Temperatur behufs Verminderung der Metallverluste möglichst abzukürzen.

Feinirverfahren. Das Verfahren beim Feiniren weicht etwas ab je nach der Construction des Ofens und zwar .

Beweglicher Ofenherd. a) bei Oefen mit beweglichem Herde (ähnlich Fig. 145, S. 286): Einstampfen der Testmasse in den ovalen Testring, Trocknen derselben, Ausschneiden einer ovalen muldenförmigen Vertiefung zur Aufnahme des Blicksilbers, Glätten derselben mit einer polirten Kugel. Einschieben des Testes in den Herdraum (Poullaouen) oder Feststellen des auf einen Wagen horizontal gesetzten und damit emporgeschrobenen Testes mit der Silberfüllung in der betreffenden Oeffnung der gusseisernen Herdplatte, lebhaftes Feuern bis zum Rothglühen des Silbers, dann schärferes Feuer, Umrühren des eingeschmolzenen Silbers mit einem Haken, wonach die entstandene Glättehaut theils von der Herdmasse, auch wohl von auf das Bad gebrachten Stücken einer schon gebrauchten Testmasse aufgesogen, theils verdampft wird, wiederholtes Rühren, Zurückschieben der zuletzt noch entstehenden Glätteaugen an den Rand, bis die Oberfläche spiegelt und am Haken adhärirende Theile beim Abkühlen spratzen, Einstellen des Feuerns, Erniedrigung der Temperatur durch Oeffnen des Schür- und Arbeitsloches; Senken des Wagens, wenn die Oberfläche des Silbers zu erstarren beginnt, Hervorziehen des Wagens, Offenerhalten der Oberfläche mittelst eines Hakens zur Mässigung des Spratzens, Ausheben des Brandstückes (Tarnowitz); auch wohl Abstechen des flüssigen Silbers durch den Boden des Testes in zu bedeckende Formen (England, Poullaouen) oder Neigen des an Zapfen aufgehängten Herdes und Entleeren seines Inhaltes in Formen (Kongsberg), seltener Ausschöpfen des Silbers in Formen, wenn mehrere Chargen hinter einander gemacht werden sollen.

Tarnowitz.[1]) Einsatz von 51 kg Blicksilber mit 97.3 Proc. Ag in die Testgrube von 445 mm Länge, 314 mm Breite und nach der Mitte zu bis 78 mm Tiefe, Zeitdauer 5—6 St.; Testmasse aus Knochenmehl und wenig Thon; Erstarrenlassen des Silbers auf dem Teste nach vorgezogenem Wagen; sehr reines Silber mit 0.999 Feingehalt. Auf 100 Brandsilber 245 Steinkohlen. **Beispiele. Tarnowitz.**

Kongsberg.[2]) Testmasse: Schwarzkupfer- oder Eisenfrischschlacke mit Thon, beweglicher Test zum Emporschrauben und Kippen, Zuführung von heissem Winde hinter der Feuerbrücke. **Kongsberg.**

Poullaouen.[3]) Zweiherdiger Ofen, unterer beweglicher Herd, Einsatz von 20—21 kg Blicksilber in $2^1/_2$—3 St. gefeint mit 1 t Holz, Feingehalt des in Formen abgestochenen Brandsilbers 997 Tausendstel. **Poullaouen.**

b) Bei Oefen mit festem Herde (ähnlich Fig. 120, 121, S. 179, nur ohne Oeffnung *s* und mit beweglichem Gewölbe): Schlagen des Herdes, nachdem das Material dazu, z. B. Mergel, 1—2 Tage zuvor angefeuchtet worden, Abwärmen desselben bis zur Rothgluth während 8—12 Stunden, Aufsetzen des Silbers zu mehreren Malen, jedesmal nach Flüssigwerden des vorigen Einsatzes, möglichst rasches Einschmelzen des Silbers bei dicht verschlossenen Thüren unter einer Decke von Holzkohlen und Sägespänen zur minderen Silberverdampfung, Durchrühren, Abziehen der Krätze, Zuleitung von Zugluft durch die geöffnete Arbeitsthür (Mansfeld, Přibram) oder von schwacher Gebläseluft durch Kanäle seitlich der Feuerbrücke (Freiberg, Oberharz), wiederholtes Umrühren und Abziehen der Krätze bis zum Feinwerden (Spiegeln, vollständige Weisse und Atlasglanz der Schöpf- und Granalienprobe, dehnbar ohne Kantenrisse), nachdem vorher wohl 3—4mal Testasche zur Absorption der Metalloxyde aufs Metallbad gestreut worden (Přibram, Freiberg), Abstellen des Windes, nochmalige starke Hitze, Auskellen des zur Verhütung des Spratzens und der Silberverflüchtigung mit Holzkohle bedeckten Feinsilbers mit überthonten angewärmten Eisenblechkellen von 0.2 m Durchmesser bei fortgesetzter Feuerung und zeitweiligem Schliessen der Arbeitsthür, damit das Silber flüssig bleibt, in zu bedeckende thon- oder kalküberzogene Blechformen auf einem Tische mit aufgebogenem Blechrande (Freiberg), oder Abstechen des Silbers durch eine Eisenröhre in mit Herdmasse überkleidete Teste, welche in einer Reihe auf einem Schlitten stehen und allmählich untergeschoben werden (Holzappel), Ausbrechen des Herdes. **Unbeweglicher Ofenherd.**

Freiberg.[4]) Ofen mit beweglicher Eisenhaube, 1.1 m langem und 0.85 m breitem Herde, Gewölbe 0.25 m über der Feuerbrücke, Rost von 0.96 qm Fläche, Flammloch davor $^1/_2$, Fuchs $^1/_{12}$, Esse 19.8 m hoch, 0.47 m weit bei $^1/_4$ der Rostfläche Querschnitt; Herd aus Mergel ruht auf einem Chamotteherde, dieser auf einer Eisenplatte; Einschmelzen von 1000—1250 kg Blicksilber (S. 285) in 3 St., Zulassen von Gebläseluft aus Düsen von 0.018 m Weite, von Zeit zu Zeit Aufstreuen von Mergel auf das Metallbad zur Absorption des wismuthhaltigen Bleioxydes bis zum Eintritte der Feine (Spiegeln des Rührhakens, Erfolg silberweisser Granalien mit wenig gelben Flecken beim Ausgiessen einer genommenen Probe durch einen Besen in Wasser, Spratzen im Probelöffel); alsdann Auskellen des Silbers und Eingiessen in einen kupfernen Kessel, in welchen unten seitlich kaltes Wasser zu- und oben das erwärmte Wasser durch ein Sieb abfliesst, behufs Erzielung von Granalien für die Goldscheidung, Eintragen derselben auf hölzernen Trögen zum Trocknen in eine eiserne Muffel von **Beispiele. Freiberg.**

1) Kerl, Met. 4, 210. Preuss. Ztschr. 15, 68. 2) Kerl, Met. 4, 211. Berggeist 1872, S. 18. B. u. h. Ztg. 1855, S. 117; 1856, S. 164; 1862, S. 437. 3) Kerl, Met. 4, 211. B. u. h. Ztg. 1859, S. 350. 4) Kerl, Met. 4, 214. B. u. h. Ztg. 1865, S. 436. Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 338.

etwa 1.26 m Länge und 785 mm Weite. Erfolg: Raffinatsilber mit 99.6—99.8 Proc. Ag und 0.30—0.35 Proc. Au, Spuren Pb, Bi und Cu; Abstrich, Herd und mittlere Glätte mit 4—8 Proc. Bi zur Wismuthgewinnung, letzte silberreiche Glätte zur Bleiarbeit; ganze Dauer 10—12 St., 3—3½ Proc. Silberabgang; auf 1 Silber 0.6 Steinkohlen.

Lautenthal. Lautenthal (Oberharz).[1]) Ofen sehr ähnlich dem Ofen Fig. 120, 121, S. 179, nur fehlt *s*; *r* ist eine verschliessbare Oeffnung, um während des Betriebes und bei vorzunehmenden Reparaturen in den Ofen zu gelangen. Die Chamottehaube, durch eiserne Rippen zusammengehalten, ist beweglich. Der Mergelherd ruht auf einer 12 cm dicken Chamottesteinschicht, diese auf einer 14 cm dicken Schlackenschicht, diese auf einer Eisenplatte, mit Kreuzkanal darunter. Muldenförmiger Herd 260 cm lang, an der Feuerbrücke 80, in der Mitte 175 und am Fuchsende 30 cm breit; Feuerbrücke 80 cm lang, 49 cm breit, 30 cm über dem Herde und 45 cm über dem Roste von 64 qcm; Höhe des mit Unterwind versehenen Aschenfalles 58 cm. Durch Düsen hinter der Feuerbrücke treffen die Windstrahlen in 59 cm Entfernung hinter dieser zusammen; Fuchs 35 cm lang, Esse 33 cm breit und 48 cm lang. Ganzer Ofen 3.38 m lang und 2.8 m breit. Höhe des Flammloches 27.5 cm. Einsatz 650—700 kg Blicksilber (der Ofen kann 800 kg fassen). Zeitdauer 10—12 St., bei kupferhaltigem Silber länger unter wiederholtem Bleizusatze; Verbrauch pro 100 kg Blicksilber 70 kg Steinkohlen und 10 Stück Waasen. Erfolg von 99.5 Proc. Brandsilber mit 995 Taus. Feingehalt; Windpressung bei 24 mm Düsenweite 8—10 mm Quecksilber.

Přibram. Přibram.[2]) Elliptischer Ofenherd 1.4 m lang, in der Mitte 1.1 m, an der 0.47 m breiten Feuerbrücke 0.73 m, am 0.16 m langen Fuchse 0.32 m breit. Rost 0.55 m breit, 0.74 m lang und 0.4 m unter der Feuerbrücke, nach unten führender Zugkanal 0.474 m, Herd aus Holz- und Knochenasche 0.37 m dick. Einsatz 1020 kg, Dauer 5—6 St., mit 280—336 kg Steinkohlen.

Mansfeld. Mansfeld.[3]) Früher: Herd 1.41 m lang, 1.2 m breit und 0.44 m unter dem Gewölbe, 131 mm hoher und 522 mm breiter Fuchs in Flugstaubkammern mündend, Befeuerung mit Holzkohlengas; 131—157 mm starker Herd aus Aescher und 12 Proc. Kalk, Einsatz 500 kg Cementsilber, Zeitdauer 12 St., Verbrauch 23 hl Holzkohlen und 2 Schock à 60 Stück Waasen; Ausbringen 73 Proc. Silber mit 980—983 Tausendstel Feingehalt; Aussaigern der Abzugskrätzen in demselben Flammofen auf Krätzsilber (zum Raffiniren) und Rückstand (Silberkrätze), letzterer, so wie die Herdmasse gesiebt, Siebfeines mit Schwefelsäure im Flammofen erhitzt, Silbersulfat ausgelaugt, Rückstände zum Rösten des Kupfersteines. — Jetzt: Schmelzen des Cementsilbers in grossen hessischen Tiegeln, seitdem ersteres kupferfreier beim Ziervogel'schen Process erhalten wird.

Holzappel. Holzappel. Herd aus Thon und Kalkstein mit übergedeckter Muffel; Raffiniren von 200 kg Blicksilber in 9 St. mit 200—300 kg Steinkohlen, Abstechen des Feinsilbers in Testformen (S. 293), Niederdrücken des spratzenden Silbers mit einem Holzstabe, Aufdecken eines Blechdeckels.

Tiegelschmelzen. 5) Feinschmelzen in Tiegeln. Dasselbe, seltener bei Blicksilber, als bei den unreineren Amalgamir- und Cementsilbern angewandt, gewährt im Vergleiche zum Feinbrennen unter der Muffel eine Ersparung an Brennmaterial und eine Verminderung der Silberverflüchtigung, ist aber mehrfach bei grösseren Productionen der wohlfeileren Flammofenarbeit gewichen. Es kommen dabei nachstehende Manipulationen vor: Eintragen des Silbers in die angewärmten Tiegel (Graphittiegel)[4]) bei Cokes- oder Holzkohlenfeuerung im Windofen, oder besser gusseiserne Tiegel[5]) mit Flammenfeuerung, am sichersten schmiedeeiserne Tiegel, deren Material aber nicht aufblättern[6]) darf; Einschmelzen, Nachsetzen von Silber, bis der Tiegel hinreichend gefüllt; bei reineren Silbern Abziehen des Krätzes und wiederholtes Aufstreuen

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 415, mit Abbildg. 2) Oest. Ztschr. 1858, S. 52. Kerl, Met. 4, 213. 3) Kerl, Met. 4, 215. 4) Grützner, Augustin'sche Extraction 1851, S. 115. 5) B. u. h. Ztg. 1843, S. 406; 1853, S. 455. Dingl. 167, 36. Gasschmelzofen der Stockholmer Münze in B. u. h. Ztg. 1868, S. 290. Münzschmelzofen in B. u. h. Ztg. 1880, S. 46. 6) B. u. h. Ztg. 1864, S. 274.

von Testasche an den Rand behufs Aufsaugens von Bleioxyd u. s. w. (früher in Přibram), bei unreineren Silbern Zusatz von Oxydations- und Solvirungsmitteln (Salpeter, Potasche, Glaubersalz, Borax, Quarz), Verstärkung der Feuerung bis zum völligen Flüssigwerden der Schlacke, Abziehen derselben mittelst durchlöcherten, thonüberzogenen Schaumlöffels, Durchrühren und nochmaliges Schlackenziehen, nöthigenfalls Wiederholung des Zuschlages von Reagentien, bis das Silber fein (spiegelnd) geworden, Ausschöpfen desselben wohl unter Kohlendecke und bei nicht zu hoher Temperatur in angewärmte Eisenformen; Stampfen und Sieben der Krätzen zur Abscheidung von Silberkörnern, Eintränken des Siebfeinen beim Abtreiben oder chlorirendes Rösten behufs Extraction des Silbers.

Schmöllnitz.[1]) Allmähliches Einschmelzen von 112 kg Cementsilber aus antimonhaltigen Rohkupfern und Speisen im Graphittiegel, Zusatz von $1/_2$—$2^1/_2$ kg Potasche (behufs Zerlegung von Chlorsilber) und $1/_8$—$1/_4$ kg Salpeter (zur Oxydation von Kupfer, Antimon u. s. w.), 5—6stündiges starkes Feuern, Abnehmen der Schlacke, Ausschöpfen mit thonüberzogenem schmiedeeisernem Löffel, chlorirendes Rösten der zerkleinten und gesiebten Schlacke, Verbrauch von 0.19—0.38 kg Kohlen auf 100 kg Barrensilber. **Beispiele. Schmöllnitz.**

Arany-Idka.[2]) Schmelzen von Amalgamationssilber in gusseisernen Tiegeln von 737 mm Durchmesser und 632 mm Höhe im Windofen, Zusatz von Potasche, Salpeter und Glaubersalz, Abnehmen der geschmolzenen Schlacke, Durchrühren, nochmaliges Schlackenziehen, Ausschöpfen des spiegelnden Silbers. **Arany-Idka.**

Mansfeld. Umschmelzen des Cementsilbers in Graphit- oder Eisentiegeln unter Aufstreuen von Knochenasche, Borax oder Salpeter. **Mansfeld.**

Sonstige Beispiele[3]) geben Wyandotte, Chicago (mit Quarzsand und Borax) Pontgibaud und Vialas, früher Freiberg, Přibram, Mechernich.

3. Capitel. **Pattinson's Krystallisationsprocess.**

100. Allgemeines. Das Pattinsoniren (S. 267) bezweckt in erster Linie die Concentration des Silbers aus einer grossen Quantität silberarmen, nicht treibwürdigen Bleies in einer geringen Menge Reichblei, welche dann treibwürdig wird; in zweiter Linie kann dieselbe aber auch bei silberreicheren Bleien gewisse Vortheile gegen deren directes Abtreiben gewähren (S. 267), namentlich reineres Blei bei geringeren Metallverlusten liefern. **Zweck.**

Der Process[4]) beruht darauf, dass aus silberhaltigem geschmolzenem Blei bei einer gewissen Temperatur sich silberarme Bleikrystalle ausscheiden, während ein silberreicher flüssiger Theil zurückbleibt, die beide entweder durch Ausschöpfen des festen oder durch Abzapfen des flüssigen Theiles von einander getrennt werden. **Theorie.**

Dieses Verhalten des silberarmen Bleies ist abnorm, da sonst bei Trennung von Legirungen in der Hitze der schwerer schmelzbare Theil fest zurückbleibt, und liegen dem Processe wohl noch nicht näher gekannte physikalische Verhältnisse zum Grunde (Krystallisationstendenz der reinen Bleimoleküle, Freiwerden von latenter Wärme bei Entstehung der Krystalle, welche sich der flüssig bleibenden Legirung mittheilt, geringere specifische Wärme und niedrigerer Schmelzpunkt[5]) der Legirung, als des reinen Bleies u. s. w.). Bei silberhaltigen Steinen hat man auch ein Auskrystallisiren silberärmerer Massen wahrgenommen.[6])

---

1) Oest. Ztschr. 1867, S. 33. 2) Kerl, Met. 4, 221. 3) Ebend. 4, 218, 219, 220. B. u. h. Ztg. 1874, S. 458; 1879, S. 184 (Wyandotte); 1875, S. 24 (Chicago). 4) Grateau in Mon. sc. 1870, p. 233. 5) B. u. h. Ztg. 1860, S. 136. 6) Ebend. 1869, S. 290.

Da sowohl die flüssige Legirung einer noch weiteren Anreicherung ihres Silbergehaltes bedarf, sowie auch die Krystalle, welche in Folge isomorpher Mischung oder adhärirender Mutterlauge noch einen gewissen Silbergehalt besitzen, weiter zu entarmen sind, so werden beide Theile, ein jeder für sich, wiederholten Krystallisationen unterworfen, bis nach der einen Seite hin entarmtes Handelsblei, Armblei (Analysen S. 120) mit gewöhnlich nicht über 0.001 Proc. Ag (Probirblei hält nur 0.00015—0.00016 Proc. Ag), auf der anderen abzutreibendes Reichblei erfolgt.

Während für die Grenze der Entarmung die Fabrikationskosten entscheidend sind, so lässt sich die Anreicherung nach Reich[1]) nicht weiter als bis auf $2^1/_4$ Proc., nach Dick bis auf 2.14 Proc. Ag treiben (man geht meist nicht über 1.7 Proc. hinaus), indem bei dieser Grenze die ganze flüssige Bleimasse Tendenz zur Krystallisation zeigt und dann Krystalle und Mutterlauge nahezu gleichen Silbergehalt annehmen. Dieses hat seinen Grund einmal darin, dass silberärmere Legirungen von Silber und Blei einen niedrigeren Schmelzpunkt haben, als das Blei (z. B. eine Legirung mit 0.0065 Proc. Ag bei 321 °C., mit 0.476 Proc. Ag bei 309 °), die Legirung aber den möglichst niedrigen Schmelzpunkt besitzt, wenn das Blei etwa $2^1/_4$ Proc. Ag enthält; Legirungen von gleichen Theilen beider Metalle und noch von 3 Thln. Pb auf 1 Thl. Ag sind strengflüssiger als reines Blei (334 °). Während die einzelnen Krystallindividuen bei grauer, zum Anlaufen geneigter Farbe um so grösser und lockerer ausfallen, je silberärmer sie sind, so werden sie mit zunehmendem Silbergehalte immer kleiner und lassen sich bei obiger Grenze von $2^1/_4$ Proc. von der silberreichen Lauge wegen geringer Grösse nicht hinreichend mehr trennen.

Auch erfolgt die Krystallbildung überall schwieriger und erst dann, wenn die flüssige Masse ihrem Erstarrungspunkte nahe kommt.

Haupt-Factoren beim Pattinsoniren.

Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Pattinsonirens sind:

Krystallisationssystem.

1) Das gewählte Krystallisationssystem[2]) hinsichtlich der Theilung der Einsatzbleimenge in Krystalle und Mutterlauge.

In der Praxis wird dasjenige System in ökonomischer Beziehung als das zweckmässigste anzusehen sein, bei welchem es zur Erlangung des Maximums von Reich- und Armblei der wenigsten Kesselschöpfungen bedarf. Da trotz wiederholter Versuche, z. B. von Stetefeldt[3]), ein mathematisches Gesetz, nach welchem für Blei von einem gewissen Silbergehalte nur ein einziges Verfahren den grössten Vortheil gewährt, noch nicht hat aufgefunden werden können, so ist die Praxis vorwiegend für reichere Bleie bei dem Drittelsysteme, für ärmere bei dem Achtelsysteme stehen geblieben, d. h. das Einsatzblei wird so getheilt, dass bei den einzelnen Schöpfungen resp. $^2/_3$ und $^7/_8$ Krystalle erzielt werden und $^1/_3$ und $^1/_8$ angereichertes Blei zurückbleiben. Dieses mag darin seinen Grund haben, dass bei den ganz anfangs schon von englischen Hütten gewählten Zahlen 3 und 8 der Gehalt des angereicherten Bleies in ersterem Falle nahezu um das Doppelte und im zweiten um das Dreifache bei jeder Krystallisation wächst, was eine gewisse Uebersichtlichkeit des Processes gewährt. Es kann sich empfehlen, bei armen Bleien die Anreicherung mit dem Achtelsysteme zu beginnen und mit dem Drittelsysteme zu beendigen. Die reicheren Freiberger Bleie mit 500—700 g Silber in 1000 kg Blei würden nach den Formeln[4])

$$n = \frac{\log. \frac{b}{a}}{\log. p}, \qquad n' = \frac{\log. \frac{c}{d}}{\log. q},$$

(worin bezeichnen: a den Gehalt des Werkbleies, z. B. 500—600 g; b den Gehalt des Armbleies, 2 g; c den des Reichbleies, 1500 g; n und n' die fragliche Anzahl Operationen zur Erzeugung von resp. Arm- und Reichblei; p und q Verhältniss zwischen der Entarmung und Anreicherung, bei der Drittelmethode 0.62 und 1.76, bei der

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 251, 3 8. 2) Ebend. 1869, S. 367. 3) Ebend. 1863, S. 64, 69, 77; 1869, S. 368. 4) Ebend. 1865, S. 423.

Achtelmethode 0.714 und 3) bei der Drittelmethode 13—14 Operationen (zum Entarmen 11—12, zum Anreichern 2), nach der Achtelmethode aber 17—18 Operationen (16—17 zum Entarmen, 1 zum Anreichern) erfordern. Bei dem in England angebahnten, in Freiberg ausgeführten, von Stetefeldt[1]) theoretisch beleuchteten Drittelsysteme mit Zwischenkrystallen[2]), welches bei einer geringeren Anzahl Schöpfungen, also mit Ersparung an Arbeit und Brennmaterial bei längerer Kesseldauer, aber mit grösserem Metallverluste zum Ziele führen soll, wird eine Kesselfüllung in drei Theile getheilt, z. B. eine solche von 10 000 kg Einsatzblei in 6500 kg ärmere Krystalle, 2500 kg reichere Zwischenkrystalle und 1000 kg zurückbleibende reiche Mutterlauge. Auf dem Oberharze[3]) gewährte dieses Verfahren keine Vortheile.

Das Drittelsystem gestattet im Vergleiche zum Achtelsysteme eine continuirliche Arbeit und liefert keine Reserven von verschiedenhaltigen Zwischenproducten, wie letzteres, sondern nur Arm- und Reichblei, bedarf aber erheblicher Quantitäten gleichzeitig in Arbeit zu nehmenden Werkbleies (z. B. zu Tarnowitz 85 000—100 000 kg). Bei der Achtelmethode, die mit nur einem oder mehreren Kesselpaaren ausgeführt wird, veranlasst die jedesmalige Entleerung der Kessel, das Probiren und Aufbewahren der verschiedenen Zwischenwerke, bis hinreichende Mengen davon von gleichem Nebengehalte für eine Krystallisation angesammelt sind, mehr Fabrikationskosten und es leidet die Uebersichtlichkeit des Betriebes.

2) Richtige Leitung der Temperatur.

Tempe-ratur.

Bei zu hoher Temperatur hört die Krystallbildung auf, bei zu niedriger wachsen die Krystalle zusammen und schliessen mehr reiche Mutterlauge ein. Man regelt die Temperatur durch luftdichten Verschluss der Thüren, Schieber im Fuchse, Decken des Rostes mit Asche, Aufspritzen von Wasser auf das Blei, Abstossen der Randkrusten ins Metallbad, passende Leitung der Flamme um den Kessel herum u. s. w.

3) Reinheit des Bleies.

Blei-qualität.

Je reiner das Werkblei, um so normaler verläuft der Process und um so reiner fällt das Armblei aus (Analysen S. 120). Unreinigkeiten[4]) concentriren sich entweder vorwaltend im Reichblei (Antimon, Nickel) oder in den Krystallen (Arsen) oder gehen in beide (Kupfer, am besten in den Schlickern abzuscheiden, S. 118), sie erschweren die Krystallbildung und die Mutterlauge haftet leichter an den Krystallen. Reinere Werke bedürfen keiner besonderen Raffination; dieselben werden in einer Temperatur, wobei Anlauffarben entstehen, im Pattinson'schen Kessel eingeschmolzen, unter Erniedrigung der Temperatur mit Steinkohlen durchgerührt und wiederholt bis zum Erscheinen einer reinen Oberfläche Kesselabstriche genommen (Tarnowitz[5])); bei merklichem Antimon- und Kupfergehalte wird schon ein längeres Polen[6]) im Pattinsonkessel verlangt (Oberharz S. 118), während unreine Werke eine Behandlung mit Reagentien (Chlormetallen, Wasserdampf S. 120, 127) oder eine Raffination im Flammofen[7]) (S. 124, Fig. 151 a und b) und bei grösserem Kupfergehalte ein vorheriges Absaigern (S. 123) im Flammofen (Fig. 151 c und d) erfordern (Freiberg, Stolberg, England). Die beim Raffiniren im Flammofen erfolgenden Abzüge (Schlicker, Abzugswerke, Poldreck) werden abgetrieben, gesaigert oder verfrischt u. s. w. (S. 126); die während der Krystallisation entstehenden Bleikrätzen[8]) (Bleidreck, Kesselabstrich) nach ihrem Silbergehalte gesondert verfrischt, am vortheilhaftesten in einem Flammofen[9]) mit Gestübbeherd (Fig. 75, 76, S. 123 und Fig. 151 c und 151 d, S. 299) bei reducirender Flamme (Tarnowitz, Stolberg, England u. s. w.). Nach dem Grad der Reinheit des Bleies variiren die Menge Krätzen (zu Tarnowitz 30—40 Proc., zu Freiberg bei raffinirten Werken an 30 Proc. vom Gewichte des Werkbleies), die Kosten für ihre Reduction (2—3 Frcs. per 1000 kg bei etwa 95 Proc. Ausbringen) und der Bleiverlust (zu Tarnowitz 3 Proc., Harz, Freiberg und Spanien bis 6 Proc.), letzterer namentlich durch das Raffiniren entstanden.

4) Silbergehalt des Einsatzbleies.

Gehalt des Bleies.

Derselbe influirt hauptsächlich auf die Anzahl der erforderlichen Krystallisationen und Schmelzkessel (Grösse der Kesselbatterie), sowie auf die Wahl des

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 297, 331. 2) Kerl, Met. 4, 126, 146, 147. B. u. h. Ztg. 1865, S. 423. Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 330. 3) B. u. h. Ztg. 1866, S. 253. 4) Ebend. 1857, S. 26; 1859, S. 67; 1863, S. 124. 5) Preuss. Ztschr. 15, 51. 6) B. u. h. Ztg. 1862, S. 297; 1865, S. 422; 1866, S. 254. 7) Ebend. 1862, S. 297; 1865, S. 422; 1866, S. 254; 1869, S. 367. 8) Kerl, Met. 4, 131. B. u. h. Ztg. 1858, S. 363; 1862, S. 300. 9) Tarnowitzer Ofen in Preuss. Ztschr. 15, 58, Taf. 1. Kerl, Met. 4, 135.

Einsatzkessels. Reichere Bleie veranlassen mehr Kosten als ärmere Bleie, indem sie die Masse der zu schöpfenden Krystalle vermehren, eine grössere Menge Metall abzutreiben geben und meist unreiner sind, also mehr Abgang liefern. Die Kesselzahl beträgt bei reicheren, nach der Drittelmethode zu krystallisirenden Bleien 8—16 (in Freiberg behufs Darstellung von Probirblei 24 Stück), beim Achtelsysteme nur 2 bis


Fig. 151 a.

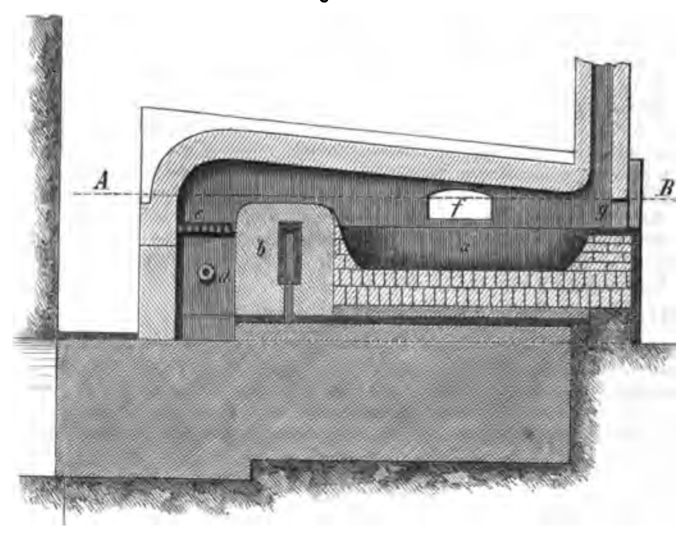
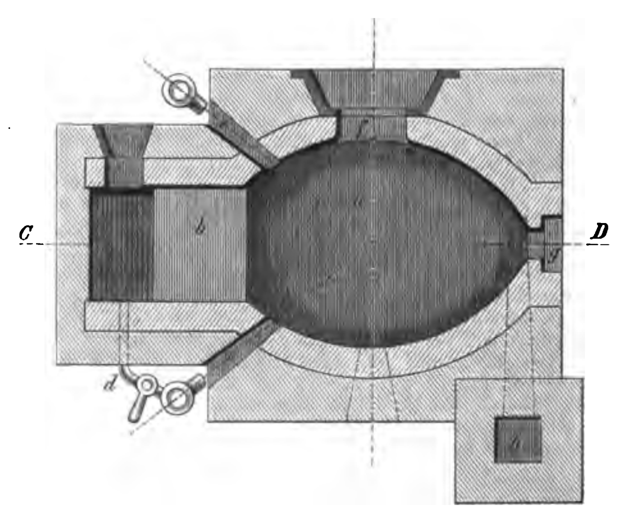


Fig. 151 b.



Freiberger Bleiraffinirofen. *a* Herd, 2.832 m lang, 2.124 m breit und 472 mm tief. *b* Feuerbrücke, 991 mm lang, 1.204 m breit, 354 mm unter dem Gewölbe und 212 mm über der Herdkante, die 1.133 m über der Hüttensohle liegt. *c* Rost, 566 mm breit und 1.204 m lang, 1.133 m über der Hüttensohle und 212 mm unter der Feuerbrücke. *d* Unterwindrohr. *e* Windzuführungskanäle. *f* Arbeitsöffnung, 700 mm breit und 300 mm hoch. *g* Arbeitsöffnung, 300 mm breit und 285 mm hoch. *h* Schornstein, 450 mm weit.

3 Kessel. — Reinheit und Silbergehalt des Bleies bedingen ganz wesentlich mit die Kosten des Processes.

5) Menge des Einsatzbleies.

Einsatz-quantum.

Diese muss, wenn die Krystallisation regelrecht eintreten soll, mindestens 2500 kg betragen, gewöhnlich 10 000—12 500 kg (Oberharz), steigt aber auch auf 15 000 kg (Tarnowitz).


Fig. 151 c.

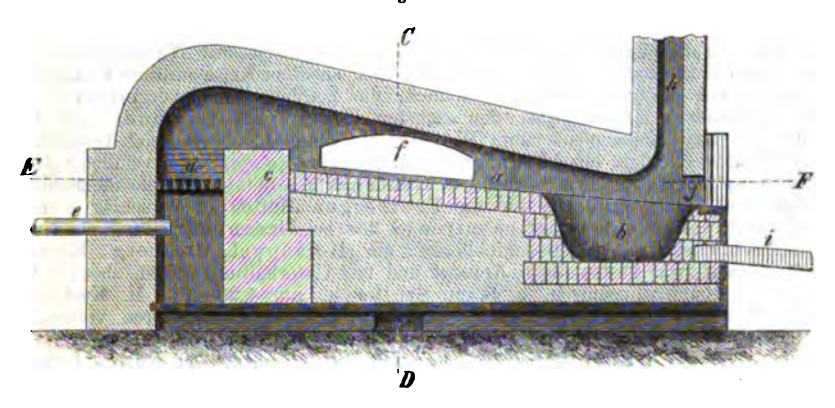
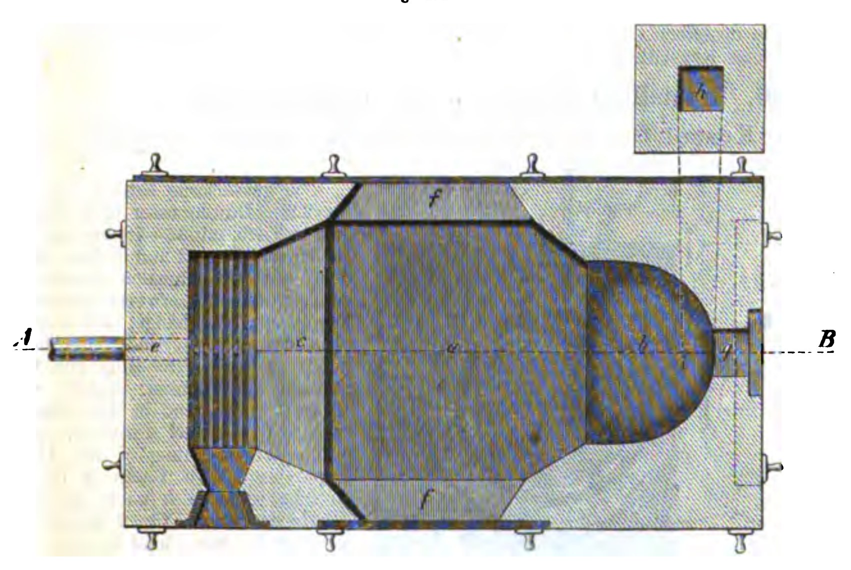


Fig. 151 d.



Freiberger Bleisaigerofen. *a* Herd, 1.6 m lang, 1.699 m breit, 142 mm unter der Feuerbrücke, am unteren Ende 212 mm unter dem Gewölbe und am oberen Ende 991 mm über der eisernen Sohlplatte *k*, die 142 mm über der Hüttensohle liegt. *b* Sumpf, 850 mm lang, 1.1 m breit und 425 mm tief. *c* Feuerbrücke, 1.1 m über der Hüttensohle, vorn 1.699, hinten 1.274 m breit und 400 mm lang, am Herdanfange 283 mm unter dem Gewölbe. *d* Rost, 860 mm über der Hüttensohle, 1.274 m lang und 401 mm breit, 200 mm unter der Feuerbrücke. *e* Unterwindrohr. *f* Arbeitsöffnungen, die eine 991 und die andere 850 mm lang, 250 mm hoch. *g* Arbeitsöffnung, 300 mm lang und 290 mm hoch. *h* Schornstein, 250 mm weit. *i* Bleiabflussrinne.

Arbeitseintheilung.

6) Arbeitseintheilung.[1])

Das Schöpfen der Krystalle mit durchlöcherten Kellen geschieht gewöhnlich nur von einer, seltener von zwei gegenüberstehenden Seiten zur Beschleunigung der Arbeit und besseren Auflockerung der wegen ihres hohen specifischen Gewichtes zu Boden gehenden Krystalle. Die Arbeit wird im Gedinge verrichtet, indem die Bezahlung nach der ausgebrachten Menge Armblei mit normirtem Silbergehalte geschieht. In England erhalten die Arbeiter eine mit dem Silbergehalte der Urwerke steigende Prämie.[2])

Hand- und mechan. Pattinsoniren.

7) Handarbeit oder mechanisches Pattinsoniren.

Das Ausschöpfen der Krystalle geschieht meist mit Handkellen, die man zuweilen in einen Schurz legt, selten aber an einer Kette mittelst Krahnes[3]) — wobei sich die Arbeit zwar erleichtert, die Zeitdauer aber vergrössert — aus dem Metallbade zieht und über den nächsten Kessel führt (England). Zur Umgehung des Krystallschöpfens nahm Worsley[4]), ohne jedoch eine sich bewährende Einrichtung zu schaffen, ein Abzapfen der Mutterlauge von den Krystallen vor und es führte später Boudehen[5]), nachdem Grützner[6]) bereits 1853 eine mechanische Schöpf- und Rührvorrichtung für die Freiberger Hütten in Vorschlag gebracht hatte, das mechanische Pattinsoniren (S. 268) bei Massenverarbeitung als Ersatz der menschlichen Kraft und Geschicklichkeit ein (Holzappel, Stolberg, Rouen), welches einen zwar kostspieligen Apparat und viel Unterhaltungskosten, aber im Vergleich zum Handpattinsoniren, z. B. zu Stolberg, nur 1.20—1.60 M. Kosten pro 100 kg Werkblei gegen 1.80—2.40 M. beim gewöhnlichen Pattinsoniren verursacht, weniger subtile Arbeit verlangt und geringere Bleiverluste giebt, indem wegen Arbeitens meist unter Luftabschluss weniger Krätzen entstehen. Zu Rouen betragen die Unterhaltungskosten für den Apparat 12—15 000 Frcs., die Pattinsonirkosten pro 1000 kg 30—35 Frcs. bei Blei mit 400 g Silber gegen 50—55 Frcs. beim gewöhnlichen Pattinsoniren.

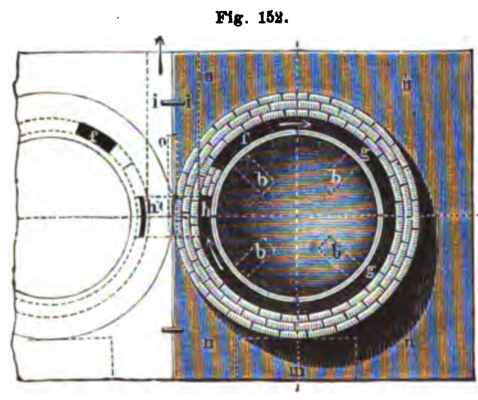
Nach Rozan (1871) dient ins Werkblei eingeleiteter Wasserdampf anfangs zum Raffiniren desselben, dann ersetzt derselbe in der zweiten Periode die mechanische Arbeit beim Krystallisiren.

101. Krystallisationsapparate und Geräthschaften.

Handarbeitkessel.

1. Kessel für Handarbeit haben im Allgemeinen nachstehende Construction[7]) (Fig. 152—154):

Fig. 152.



a gusseiserne Kessel von 1.57 bis 2.2 m Durchmesser und 0.89 bis 0.94 m Tiefe, mit 33—78 mm dickem Boden und 26—52 mm dicken Wänden, mittelst schmalen Randes in den auf dem Mauerwerke ruhenden Eisenkranz eingehängt, auf 4 nach oben zugeschärften Sandsteinen *b* ruhend. *c* Gemauerter Ring zur Vertheilung der Flamme, welche vom Roste *d* aufsteigend in dem Raume unter *c* den Kessel umspielt, dann durch die Oeffnung *f* im Ringe emporsteigt, den Raum *g* durchstreicht und bei *h* nach unten in den horizontalen, für 2 Kessel gemeinschaftlichen Canal *i*, von dort in eine Esse gelangt, welche für zwei, seltener für mehrere Kessel gemeinsam sein kann. Bei Holzfeuerung Höhe der Esse 7.8—9.4 m und Höhe des

1) Preuss. Ztschr. 15, 42. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 369. 3) Kerl, Met. 4, 133, 137. B. u. h. Ztg. 1859, S. 433; 1862, S. 299. Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. S. 80. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 493; 1862, S. 299. Berggeist 1861, S. 290. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 4; 1869, S. 376. 6) Ebend. 1870, S. 125. 7) Ebend. 1867, S. 122, Taf. 2, Fig. 8—10.

Fig. 153.

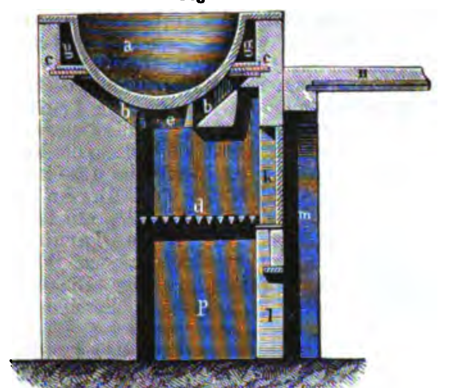


Fig. 154.

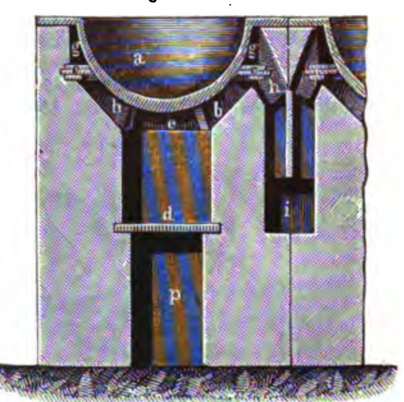
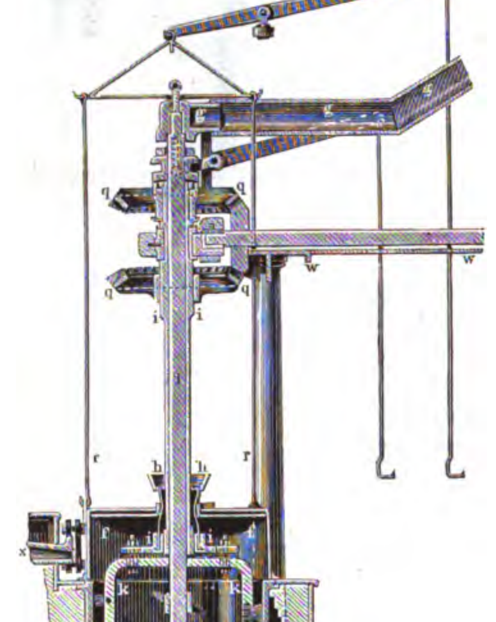


Fig. 155.

Kesselbodens über dem Roste 0.52—0.94 m, bei Steinkohlen resp. 11—16 m und 0.37—0.42 m. *k* Schürloch. *l* Oeffnung zum Aschenfall *p*, beide durch Thüren hermetisch verschliessbar. *m* Nische vor dem Ofen, in welche wohl ein Sprachrohr von oben hinab geht. *n* Hüttensohle.

Gute Kessel halten 250—300 Krystallisationen aus; nach anderen Angaben halten gute Kessel 4—5 Monate für 150—170 t zu pattinsonirendes Blei aus, in Freiberg werden 150 Krystallisationen garantirt. Die Unterhaltung der Kessel kostet per t Bleieinsatz 1.5—2 Frcs.

Fig. 156.



Schmiedeeiserne geschweisste Kessel[1]) mit 26 mm starken Wänden zu Tarnowitz sind zwar anfangs $2^1/_2$ mal theurer, aber wegen grösserer Dichtigkeit und längerer Dauer schliesslich doch billiger. Auf 1000 kg Werkblei kommen etwa 200—250 kg Steinkohlen und Cinder beim eigentlichen Pattinsoniren, incl. der übrigen Operationen 400—500 kg.

Geräthschaften.

Von Geräthschaften sind unter Anderem erforderlich:

Schöpfkellen von 15 mm starkem Eisenbleche, 418—497 mm Durchmesser und 105—131 mm Tiefe, mit Löchern von 12 mm Weite in etwa 20 mm Entfernung, mit rundem oder quadratischem Stiele. — Kleinere Schaumkellen zum Wegnehmen der Schlicker und Krätzen, Schöpfkellen, Räumeisen zum Abstossen der Bleiränder, Rühreisen, eiserner Fahrbock zum Herabgleiten des Kellenstieles bei ausgehobenen Krystallen auf einer Bleiunterlage (Bleimulde) mit daraus hervorragender eingegossener Eisenbahnschiene, Handhämmer u. a.

Mechan. Pattinsonirer.

2) Mechanischer Pattinsonirer[2]) (Fig. 155, 156).

a cylindrischer Krystallisirkessel von 0.94 m Weite und 1.26 m Tiefe, durch die Röhre *x* aus einem oder besser zwei höher gelegenen Einschmelzkesseln mit zu krystallisirendem Blei zu füllen und von aussen durch von dem Einschmelzkessel durch *y* herzutretende und mittelst Schiebers *s* abzustellende Feuergase bei *p* zu erhitzen. *f* Deckel, nach oben aufzuziehen an Stangen *r*. *k* gusseiserner Rahmen mit Zinken (Rührwerk), an der hohlen Axe *i* befestigt, deren innere ebenfalls mit Zinken *n* versehene massive Axe durch konische Räder in entgegengesetzter Richtung von *i* mit einer 4—5 pferdigen

1) Preuss. Ztschr. 15, 41. Berggeist 1865, Nr. 20. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 279; 1869, S. 376, Taf. 5, Fig. 9—12.

Dampfmaschine bewegt werden kann. *g* Röhren zur Abführung der Bleidämpfe. *h* Gefäss mit Rinnen zur Wasserzuführung. *v* gusseiserne Säulen für eine Trageplatte *w*. *m* Ablassröhren, innen mit einem Siebe versehen und mittelst eingefütterten Hebelschiebers zu schliessen. *b* Gussformen (Reichbleipfannen) von 1.2 m Durchmesser und 0.31 m Tiefe mit eisernen Ringzapfen in der Mitte zum Ausheben des erstarrten Bleies mittelst Krahnes und von solcher Form und Grösse, dass der Kuchen in den Schmelzkessel passt, in welchen derselbe mittelst Krahnes transportirt wird. *q* Getrieberäder für die Axen *i* und *l*.

102. Pattinsoniren mit Hand. Dieses wird gewöhnlich nach dem Drittel- und Achtelsysteme ausgeführt, obgleich andere Systeme nicht ausgeschlossen sind: Systeme.

1) Drittelsystem für reichere Bleie. Dasselbe, continuirlich arbeitend, weicht in dem Besetzen der Kessel ab, je nachdem man Werkblei von den verschiedensten Silbergehalten oder nur eine Sorte Werkblei mit bestimmtem Silbergehalte zur Disposition hat. Nach diesem Gehalte richtet sich die Wahl des Einsatzkessels (z. B. bei 0.17 procentigen und reicheren Werken der dritte, bei 0.02 procentigen der siebente Kessel), die nach den angegebenen Formeln (S. 296) zu berechnende Zahl der auf die beabsichtigte Grenze nothwendigen Krystallisationen und dem entsprechend die Kesselzahl. Drittelsystem.

Sehr wesentlich für den normalen Verlauf des Processes ist es, damit bei der gewählten Anzahl Krystallisationen Armblei mit einem gewissen Minimum von Silber (S. 296) erfolgt, dass die Verhältnisszahlen für den zu- und abnehmenden Silbergehalt von je zwei benachbarten Kesseln sich nicht ändern und jeder Kessel Blei mit einem bestimmten Silbergehalte enthält, was durch die Capellenprobe von Zeit zu Zeit zu controliren ist. Hat durch irgend welchen Umstand (sorglose Arbeit, Veränderung der Einsatzwerke hinsichtlich des Silbergehaltes und der Reinheit u. s. w.) eine Störung des erwähnten Verhältnisses stattgefunden und erfolgt aus dem letzten Armkessel Armblei mit zu hohem Silbergehalte (das Aufdämmen der Batterie), so geschieht zur Vermeidung von Silberverlusten und auf Kosten der Arbeiter ein Zurückstellen der Batterie, d. h. man schöpft den Inhalt jedes folgenden Kessels vom Armbleikessel an bis wenigstens zum Einsatzkessel in den vorhergehenden Kessel zurück und setzt dann die Krystallisation fort, so dass jede Kesselfüllung eine Operation mehr durchmacht und das richtige Entsilberungsverhältniss wieder hergestellt wird. Es arbeiten an einer Batterie gleichzeitig mehrere Belegschaften im Gedinge (S. 300), bei deren jeder ein Vormann die Arbeit, namentlich die Krystallisationskelle dirigirt und gemeinschaftlich mit zwei Krystallisirern in der Schicht in einer gewissen Zahl von Kesseln die Krystallisation vollendet und dieselben ausschöpft.

a) Krystallisation von Werkbleien mit verschiedenem Silbergehalte. Dabei kommen der Hauptsache nach folgende Operationen vor: Einsetzen einer Kesselfüllung in den erhitzten und mit Kalkwasser ausgeschlämmten Einsatzkessel, Einschmelzen, Abnehmen des mit oder ohne Polen erzeugten Abstriches bei einer Temperatur, wobei das Blei Anlauffarbe zeigt, Aufspritzen von Wasser aus einer Brause mit Hand oder aus einer Röhrenleitung, Einrühren von dem Rande sorgfältig abgestossener erstarrter Krusten, Decken des Feuers auf dem Roste mit Asche oder Abschluss der Verbrennungsluft behufs Abkühlung des Bades so weit, dass diese Randkrusten sich immer noch wieder auflösen, die Oberfläche aber uneben (pockig) und die Masse breiig wird; Einführen der angewärmten Schöpfkelle in vertikaler Richtung der Wandung des Kessels entlang in die Bleimasse bis auf den Boden des Kessels, Aufwärtsschieben derselben an der entgegengesetzten Werkblei mit variab. Silbergeh.

Seite bis zur Oberfläche des Metallbades, Auflegen des Kellenstieles in horizontaler Richtung auf den mit einer Eisenbahnschiene versehenen Bleiblock (S. 302), Wippen des Kellenstieles auf letzterem zum Absondern der in den Kessel zurückfliessenden Mutterlauge von den Krystallen (Pressen) nach vorherigem Abschlagen der am eingetauchten Theile des Kellenstieles anhaftenden erstarrten Massen, Heben des Stieles, sobald die Krystalle trocken geworden, auf den zwischen je zwei Kesseln auf deren Rand stehenden Fahrbock, Herabgleitenlassen der gefüllten Kelle auf demselben in den geheizten Nachbarkessel, Umwenden und Zurückziehen der Kelle auf dem Fahrbocke zur Wiederholung der Schöpfungen, bis sich $^2/_3$ des ursprünglichen Kesselinhaltes in Krystallen im Nachbarkessel z. B. links befinden, Auskellen des zurückbleibenden $^1/_3$ angereicherten Bleies in den Kessel rechts, weitere Besetzung und Entleerung der Kessel nach dem unten mitgetheilten Freiberger Schema, wobei mit dem Schenkel eines auf den Kesselrand aufgesetzten, rechtwinklig geformten Maasses bestimmt werden kann, wie weit ein Kessel zu entleeren ist, um nur noch $^1/_3$ Füllung zu halten.

Beispiele. Freiberg. Freiberg.[1]) Einsatz von 10 000 kg Frischblei mit 0.02 Proc. Ag in den 7. Kessel, Erfolg von Reichblei mit 1.5 Proc. Ag im ersten und Armblei von 0.002 Proc. Ag im 14. Kessel. Im nachstehenden Schema bezeichnen die grossen Zahlen 1, 2, 3, 4 u. s. w. die Anzahl der Kessel, die kleineren 1, 2 und 3 im Schema selbst 3 eine volle Kesselfüllung = 10 000, 2 = $^2/_3$ davon, 1 = $^1/_3$ davon. Das Zeichen ∧ unter den Kesselfüllungen deutet an, wie viel von dem Einsatzblei an Krystallen nach rechts und wie viel Mutterlauge nach links geschöpft worden: *) bezeichnet das Zusatzblei von nahe demselben Silbergehalte, wie ihn die Kesselfüllung besitzt.

Kessel.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
						3							
						∧							
					1		2						
					2*)		1*)						
					3		3						
				1	∧	2	∧	2					
				2*)		1		1*)					
				3		3		3					
			1	∧	2	∧	2	∧	2				
			2*)		1		1		1*)				
			3		3		3		3				
		1	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2			
		2*)		1		1		1		1*)			
		3		3		3		3		3			
	1	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2		
	2*)		1		1		1		1		1*)		
	3		3		3		3		3		3		
1	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2	∧	2	
		1		1		1		1		1		1*)	
		3		3		3		3		3		3	2

1) Plattner-Richter's Vorlesungen 2, 248.

b) Krystallisation von Werkbleien mit demselben Silbergehalte. Lassen sich die einzelnen Kesselfüllungen mit Bleien von demselben Gehalte nicht ergänzen, so muss die Batterie durch passendes Verfahren beim Besetzen der Kessel, durch Ueberkrystallisiren verschiedener Bleimengen u. s. w. zuvor auf den normalen oder tiefsten Stand gebracht werden, von wo ab der normale Betrieb dann beginnt, welcher, indem man die eine Sorte vorhandenen Werkbleies nur in den Einsatzkessel von Zeit zu Zeit einträgt, regelmässig Arm- und Reichblei von bestimmtem Metallgehalte liefert und bei welchem der Silbergehalt der einzelnen Kesselfüllungen nach dem Armbleikessel zu im richtigen Verhältnisse abnimmt. In welcher Weise diese Vorarbeit ausgeführt wird, verdeutlichen Schemata von der früheren Oberharzer[1]) und Tarnowitzer[2]) Pattinsonirarbeit in den citirten Quellen. Im Uebrigen wird dann, wie vorhin angegeben, verfahren. Werkbl. mit gleichem Silbergeh.

Tarnowitz.[3]) Einschmelzen von 15000 kg durch Einrühren von Steinkohlen zu reinigenden Werken mit 0.094—0.125 Proc. Ag bei 14 Kesseln (guss- und schmiedeeisernen von 1.46 m Durchmesser) im 3. oder 4. Kessel, wobei an 85000 kg Blei gleichzeitig in Arbeit sind; normaler Stand, wenn zwischen je 2 vollen 1 leerer Kessel befindlich; Verhältnisszahlen für den ab- und zunehmenden Silbergehalt des Bleiinhaltes von je 2 Nachbarkesseln innerhalb der Grenzen 2 : 1 und 4 : 1, indem in der oberen Hälfte der Kesselreihe das niedrigere, in der unteren das höhere Verhältniss Platz greift. Armblei mit 0.001 Proc. Ag, 11.37—11.40 spec. Gew. und nur 0.018—0.05 Proc. Zn und Fe. 100 Werkblei lieferten im Jahre 1865 an 84.21 Proc. Armblei mit 0.001 Proc. Ag und 12.62 Proc. Reichblei mit 0.88 Proc. Ag bei einem Verbrauche von 16.22 Proc. Kohlenklein excl. Cindern; Bleiverlust 3 Proc., Silberzugang 0.019 Proc. Beispiele. Tarnowitz.

Der Krystallisationsprocess ist neuerdings durch den Zinkprocess ersetzt.

Zum Saigern und zur Reduction der Krätze dient ein zweckmässig construirter Flammofen (Fig. 75, 76, S. 123).

Oberharz.[4]) Einschmelzen von 11250—12500 kg Werken mit 0.14—0.20 Proc. Ag im 3. Kessel von 13 Stück, Polen; Armblei mit 0.01 Proc., Reichblei mit 0.7 bis 0.8 Proc. Ag, Bleiverlust 3.24 Proc., Silberverlust 1.7 Proc. Das Pattinsoniren ist durch den Zinkprocess verdrängt (S. 268). Oberharz.

Freiberg.[5]) Beim Drittelsystem 16 Kessel (nur bei Darstellung von Probirblei 24) von 1.56 m Durchmesser, 0.85 m Tiefe, 60—70 mm Boden- und 48—50 mm Wandstärke bei 15000 kg Fassungsraum für raffinirtes Werkblei (S. 126, 297); die Kessel ragen mit dem Kranze 0.5 m über der Hüttensohle empor; Einschmelzen von 15000 kg Werkblei mit 52—63 Pfdthln. Ag, 1 St. Schlickerabziehen, $^1/_2$ St. Kühlen unter Umrühren und vorsichtigem Wasseraufgiessen und Krystallisiren u. s. w. Armblei mit 0.001—0.002 Proc., Reichblei mit 1.5—2.5 Proc. Ag. — Bei Anwendung des Drittelsystemes mit Zwischenkrystallen (S. 297) Einsatz 10000 kg Werkblei mit 600 bis 700 g Ag in 100 kg bei 15 Kesseln, Ausschöpfen von $^2/_3$ an armen Krystallen (7000 kg), dann 2000 kg reicheren Zwischenkrystallen und Zurücklassung von 1000 kg Mutterlauge. Reichblei nach zwei Operationen mit 1.5—1.6 Proc., Armblei nach 11—12 Operationen mit 0.0015 Proc. Ag, 0.03—0.05 Proc. Cu, 0.015—0.04 Bi, 0.001 Sb, Spuren Fe und Zn. Beim Pattinsoniren und Absaigern der Schlicker Bleiverlust 0.59 Proc., Silberverlust 0.657 Proc. (Schema in B. u. h. Ztg. 1865, S. 435.) Freiberg.

England.[6]) Verschiedene Systeme, namentlich aber das Drittelsystem. England.

2) Achtelsystem.[7]) Dasselbe für ärmere Bleie angewandt arbeitet discontinuirlich mit wenig Kesseln (Batterie von 2 Stück, deren mehrere wohl neben einander arbeiten) bei folgendem Verfahren: Einschmelzen und Entabstrichen des Bleies in dem einen Kessel, Aus- Achtelsystem.

1) Kerl, Met. 4, 139. 2) Preuss. Ztschr. 15, 44. 3) Ebend. 15, 40. Kerl, Met. 4, 143. B. u. h. Ztg. 1864, S. 301. 4) Kerl, Oberharzer Hüttenproc. 1860, S. 331, 334, 436, 620. Kerl, Met. 4, 140. B. u. h. Ztg. 1862, S. 69; 1865, S. 16; 1866, S. 163, 253; 1867, S. 122. 5) Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 350. 6) Leoben. Jahrb. 1852, S. 143. B. u. h. Ztg. 1859, S. 433; 1862, S. 296. Berggeist 1861, S. 388. Dingl. 65, 386. 7) B. u. h. Ztg. 1858, S. 310.

schöpfen von $^7/_8$ Krystallen in den Nebenkessel, Auskellen des flüssigen $^1/_8$ in Formen, Ergänzung der wieder aufgeschmolzenen $^7/_8$ mit $^1/_8$ Blei von gleichem Silbergehalte und Wiederholung dieser Operationen, bis das Blei hinreichend entarmt ist; Anreicherung der concentrirten Werke, wenn hinreichender Vorrath davon zur Kesselfüllung vorhanden; bei fehlendem Blei von verschiedenem Silbergehalte zur Ergänzung der $^7/_8$ Auskellen derselben und so ofte Wiederholung der Krystallisationen mit frischen Bleimengen, bis hinreichendes Material mit entsprechendem minderen Silbergehalte zu mehreren Kesselfüllungen vorhanden; sorgfältiges Probiren und Signiren der aufzubewahrenden Zwischenbleie.

Beispiele. Stolberg. Binsfeldhammer bei Stolberg.[1]) Früher Einsatz von 9000 kg mit 0.05 Proc. Ag, Reichblei mit 1—1.5 Proc. Ag, Armblei mit 0.001 Proc. Ag. Ergänzung der $^7/_8$ durch $^1/_8$.

Bleiberg. Bleiberg.[2]) Werkblei mit 0.019 Proc. Ag giebt Reichblei mit 0.44 Proc. und Armblei mit 0.0015 Proc. Ag.

103. Mechanisches Pattinsoniren. Dasselbe ist weit billiger, als das gewöhnliche Pattinsoniren (S. 300).

Beispiele. Holzappel. Holzappel.[3]) Einschmelzen von 10 000 kg Werkblei mit 0.1 Proc. Ag in einem mit Langen'schem Etagenroste versehenen Kessel von 2.1 m Weite und 0.94 m Tiefe, besser in zwei kleineren Kesseln, welche dann länger halten (Stolberg), Ablassen des Bleies durch die Rinne *x* (Fig. 156, S. 302) in den erhitzten Kessel *a*, Abstellen des Schiebers *s*, Bedecken des Metallbades mit 25 kg staubfreien Cokes von Wallnussgrösse, Nachsetzen von 4000 kg Werken zur Abkühlung, Zuleitung eines feinen Wasserstrahles aus *h* bei mit *f* bedecktem Kessel unter Anlassung des Rührwerkes, Vermehrung von dessen Kraft nach 1—$1^1/_4$ St., wenn die Masse breiig wird, Schliessen des Wasserhahnes, Arretiren des Rührwerkes und Ablassen des Reichbleies ($^1/_8$) in die beiden 3500 kg fassenden Pfannen *b*, sobald das Blei oberflächlich eine die Cokesstücke umhüllende schwammig-zackige Masse bildet und der Rührer nur noch schwer umgeht; Ausheben der Bleikuchen an einem eingesteckten, an einem kugelförmigen Angusse in der Mitte der Pfanne befestigten Haken mittelst Krahnes; Zulassen von 3500 kg Blei mit gleichem Silbergehalte, wie die Krystalle, aus dem Schmelzkessel in den Krystallisirkessel, wobei die Krystalle ohne besondere Feuerung flüssig werden; noch 7malige Wiederholung dieser Operationen, dann Einschmelzen der hinreichend entarmten Krystalle bei höherer Temperatur, Ablassen des Armbleies mit 0.0036 Proc. Ag in die Pfannen *b*, Ausheben des Kuchens und Transport desselben mittelst Krahnes in einen besonderen Schmelzkessel, um das Pattinsoniren nicht zu stören, Einschmelzen darin, Ablassen mittelst Hebelschiebers in eine drehbare Pfanne mit Rinne, aus welcher die im Kreise aufgestellten Formen gefüllt werden. Entsilberung des Reichbleies in ähnlicher Weise bei 8maligem Einschmelzen der Krystalle im Krystallisationskessel, Zulassen nicht angereicherten, sondern entsilberten Bleies beim 8maligen Einschmelzen, indem man 9500 bis 10 000 kg ein- und 3500 kg nachsetzt; 5malige Anreicherung des Bleies, zuletzt auf 2.4 Proc. Ag. Man lässt sich die Rührer nur beim Aufschmelzen der Krystalle entgegengesetzt bewegen.

Stolberg. Stolberg. Aehnlich wie zu Holzappel; zwei Einschmelzkessel; Einsatz 12 000 bis 12 500 kg.

Rouen. Rouen.[4]) Kessel mit 9000 und 12 000 kg Inhalt bei Motoren von resp. 8—9 und 12 Pferdekräften, sowie 10 und 12 Operationen in 24 St.; Verbrauch von 15 bis 16 Proc. Steinkohlen zum Schmelzen und 25 Proc. zum ganzen Betriebe.

104. Pattinsoniren mit Wasserdampf (Rozan-Process). Die Anwendung des Dampfes hat einen mechanischen und einen chemischen

Zweck. Zweck, indem derselbe durch Oxydation fremder Bestandtheile eine Raffination des Bleies herbeiführt und dasselbe für die Entsilberung

1) Kerl, Met. 4, 150. 2) B. u. h. Ztg. 1858, S. 310, 345. 3) Ebend. 1864, S. 4; 1865, S. 279; 1869, S. 376. 4) B. u. h. Ztg. 1869, S. 376.

tauglicher macht, dann, indem durch den Dampf das geschmolzene Blei in heftige Bewegung versetzt und dadurch die Krystallisation des Bleies begünstigt wird. Es eignen sich für den Process am besten Bleie mit nur $^1/_2$—$^2/_3$ Proc. an fremden Metallen. Dem gewöhnlichen Handpattinsoniren gegenüber bietet der Dampfprocess folgende Vortheile: vollständige Ersparung der Raffinationskosten bei Behandlung gewöhnlicher Bleie und theilweise Ersparung derselben bei unreinen Bleien; höchstens $^1/_3$ der Arbeitskosten und $^2/_5$ der Kosten für Brennmaterial; Nachtheile: grössere Anlagekosten, mehr Reparaturen und Entstehung von $^1/_3$ mehr Oxyden. Die Vortheile sind meist bedeutend grösser, als die Nachtheile. **Vortheile.**

Fig. 157.

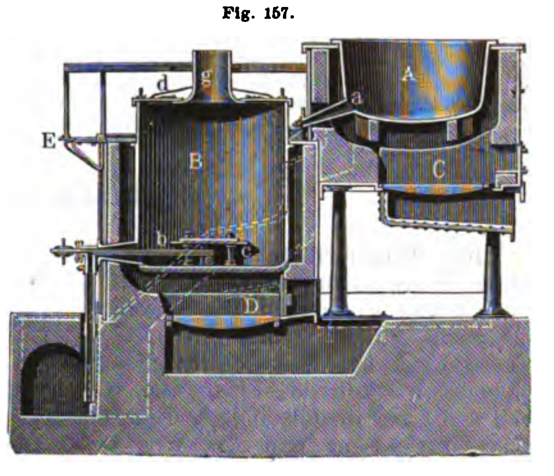
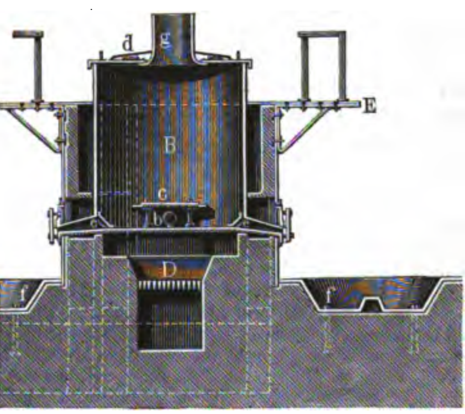


Fig. 158.



Beispiele. St. Louis Les-Marseille.

St. Louis Les-Marseille bei Marseille.[1]) (Fig. 157, 158.) *A* Schmelzkessel zur Aufnahme von 10 160 kg Blei, welches über der Feuerung *C* eingeschmolzen wird; Abschäumen desselben und Ablassen durch das mit Verschlussschieber zu öffnende Rohr *a* in den 15 240—16 250 kg fassenden Krystallisirkessel *B*, Abnehmen der Krätze, Einleiten von Wasserdampf von 3 Atm. Spannung durch ein seitliches Rohr *b* unter eine Gusseisenplatte *c*, unter welcher hervor der Dampf sich gleichmässig im Metallbade vertheilt; Zuleiten eines schwachen Wasserstrahles auf die Bleioberfläche zur Beförderung der Krystallisation; Oeffnen alle 5—10 Min. eines Segmentes des auf dem Kessel befindlichon Segmentdeckels *d*, um mit einem Spett Bleiansätze im oberen Theile des Kessels loszulösen; Abzapfen des Reichbleies, nachdem etwa $^2/_3$ des Bleies krystallisirt sind, durch das über einer kleinen Feuerung befindliche und mit einem Gitter versehene Rohr *e* in kegelförmige Formen *f*, so dass von jeder Operation 2 Blöcke von 2500 kg Gewicht jeder erfolgen. Einschmelzen von solchem Blei im oberen Kessel während des Krystallisirens im unteren, welches den Gehalt der Krystalle besitzt; Ablassen dieses geschmolzenen Bleies auf die Krystalle in *B*, welche dabei gelöst werden, worauf die Krystallisation mit Dampf in angegebener Weise wieder beginnt. Durch Behandlung der Arm- und Reichbleie von gleichem Gehalte erfolgen Kaufbleie mit 1.2—3 g und Reichwerke mit 1600—2000 g Ag in 100 kg. Einschmelzen der ent-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 28; 1874, S. 84; 1879, S. 424. Ann. d. min. 7 sér. Tom. 3, Nr. 2 de 1873, p. 160.

armten Krystalle mittelst der Feuerung *D*, Ablassen des flüssigen Bleies in *f* und Auskellen in Formen. *g* Esse. *E* Arbeitssohle. — Ein gleiches Verfahren findet zu Eureka[1]) in Nevada statt.

Přibram. Přibram.[2]) Kessel aus Mariazeller Gusseisen, von denen der obere durch die Feuergase des unteren geheizt wird; oberer Kessel 1.264 m weit und 0.632 m tief, unterer resp. 1.580 und 0.790 m, Wandstärke 40 mm, Fassung resp. 3000 und 5850 kg. Steinkohlenverbrauch auf 100 verarbeitetes Blei 20.02 Proc. Durchsetzen von täglich 3.5 t Werkblei; Erfolg von 1750 kg Armblei mit 0.0027 Proc. Ag und 300 kg Reichblei mit 1.301 Proc. Ag und 98.25 Proc. Pb; 1000 kg Krätzen täglich mit 0.113 Proc. Ag und 90.75 Proc. Pb zur Bleiarbeit im Pilzofen. Bleiverlust 2.44 Proc., Silberverlust pro 100 Thle. Ag im Einsatzblei 0.224 Proc. durch die Arbeit, 0.836 Proc. im Armblei geblieben, zusammen 1.060 Proc.

4. Capitel. **Zinkprocess.**

Anwendbarkeit. **105. Allgemeines.** Eine Vergleichung dieses mit dem Cordurié'schen Wasserdampfverfahren (S. 120) häufig verbundenen Processes mit dem Pattinsoniren ist bereits (S. 268) mitgetheilt. Der Process lässt zwar ein etwas minder reines Blei als der Pattinson'sche Process zu, erheischt jedoch auch eine vorherige Raffination arsen- und antimonreicherer Bleie durch oxydirendes Schmelzen, Wasserdampfen bei Luftzutritt u. s. w., weil sonst bei unvollständiger Entsilberung wegen grösserer Verwandtschaft des Arsens und Antimons zum Silber der Zinkverbrauch zu- (Chicago) und das Bleiausbringen abnimmt, auch Aufwand an Zeit, Arbeit und Brennmaterial steigt, indem auch der unreine Zinkschaum beim Destilliren, Abtreiben u. s. w. mehr Verluste und Kosten verursacht. Die unreinen Werkbleie von Rothenbacher Hütte, von den Unterharzer Hütten und von Andreasberger Hütte lassen sich deshalb durch Zink nicht mit Vortheil entsilbern. Das Zink muss möglichst frei von Antimon und Arsen sein; dasselbe wird durch letztere härter und klangvoller.

Theorie. Bei Zusatz von Zink zu silberhaltigem Blei werden zuerst Gold und Kupfer, dann erst Silber aufgenommen, welches Verhalten einmal die Gewinnung sehr geringer Goldmengen durch partialen Zinkzusatz, dann die Erzeugung eines sehr kupferarmen Bleies (Analysen S. 122) zulässt.[3]) (Auf das angegebene Verhalten des Kupfers hat Baker[4]) ein Verfahren zur Reinigung kupferhaltigen Bleies durch Zink basirt.) Antimon und Wismuth[5]) werden vom Zink nicht aufgenommen und beseitigt, vielmehr muss ersteres aus dem entsilberten Blei durch Polen, oxydirendes Schmelzen, durch Wasserdampf unter Luftzutritt u. s. w. (S. 118, 120) entfernt werden. Durch Wasserdampf allein ohne Luftzutritt wird Antimon nur unvollständig entfernt. (Tessié du Motay[6]) will Antimon aus Blei durch nascirenden Wasserdampf zum grössten Theile entfernen, den Rückhalt davon durch Schmelzen des Bleies mit schwefelsaurem Bleioxyde, wobei sich neben schwefliger Säure antimonsaures Bleioxyd bildet.) Die Abscheidung des Wismuths gelingt auf diese Weise nicht (S. 121) und giebt es kein anderes Mittel, als theilweises Abtreiben wismuthhaltigen Bleies (S. 121, 270). Eisen und Zink werden im Armblei durch Wasserdampf oxydirt. Die Einleitung eines elektrischen Stromes[7]) in das mit Zink versetzte flüssige Blei soll eine zitternde Bewegung und die Abscheidung des silberhaltigen Zinkes veranlassen. — Bei Versuchen zur Ermittelung des Einflusses der Raffination fand Kirchhoff[8]), dass unraffinirtes Blei mit 5 Proc. Sb, Cu, Bi und As bei 43 Proc. Kaufbleiausbringen 2.87 Proc. Zn erforderte, raffinirtes bei 72 Proc. Ausbringen 1.75 Proc. Zn.

---

1) Preuss. Ztschr. 27, 163. 2) B. u. h. Ztg. 1877, S. 288; 1878, S. 258, 265; 1879, S. 389. 3) Ebend. 1868, S. 312; 1870, S. 215, 326, 428. 4) Percy-Rammelsberg, Bleihüttenk. 1872, S. 114. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 215, 326; 1872, S. 98. 6) Oest. Ztschr. 1871, S. 228. 7) B. u. h. Ztg. 1867, S. 412; 1868, S. 104. 8) Dingl. 228, 265.

Modificationen.

Das möglichst reine Zink wird gewöhnlich mittelst einer durchlöcherten flachen Kelle von Hand in das Blei eingerührt, seltener nach dem Verfahren von Roswag[1]), sowie zu Pise[2]) und Havre mittelst eines Rührapparates (Fig. 74, S. 122) in feinen Strahlen im Blei aufsteigen gelassen. Die für letzteren Zweck von Kast[3]) angegebene Vorrichtung hat sich nicht bewährt.

Zinkmenge.

Die Menge des anzuwendenden Zinks richtet sich im Wesentlichen nach dem Silbergehalte des Bleies, kann aber variiren je nach dem Gehalte des letzteren an Zink, Gold und Kupfer. Namentlich letzteres erfordert einen höheren Zinkzusatz (Lautenthal, Stolberg). Roswag[4]) rechnet nach der, aber etwas zu viel Zink ergebenden Formel: $z = 10 + 0.019\,t$, worin z die in kg zuzufügende Zinkmenge, t in Gramm den Gehalt an Silber in 1000 kg Blei ausdrückt.

Nach Flach[5]) und Illing[6]) sind folgende Zinkzusätze erforderlich:

Nach Flach: Silbergehalt in 1000 kg Blei.	Zinkmenge.	Nach Illing: Silbergehalt in 1000 kg Blei.	Zinkmenge.
1000 g	$1\frac{1}{12}$ Proc.	250 g	$1\frac{1}{4}$ Proc.
1500 „	$1\frac{1}{4}$ „	500 „	$1\frac{1}{3}$ „
3000 „	$1\frac{1}{2}$ „	1000 „	$1\frac{1}{2}$ „
5000 „	$1\frac{7}{8}$ „	1500 „	$1\frac{2}{3}$ „
9000 „	2 „	3000 „	2 „
		4000 „	2 „

Auf den St. Louis Smelting and Refining Works werden auf 20 t Werkblei zur Entfernung des Kupfers zuerst 25—70 kg, dann zu der des Silbers eingetragen bei einem Silbergehalte von

30—100 Unzen pro t[7]) . .	350 Pfd. Zink.
100—150 „ „ . .	400 „ „
150—200 „ „ . .	450 „ „
250—300 „ „ . .	500 „ „
300—400 „ „ . .	550 „ „
400 und darüber „ . .	600 „ „

zuletzt als dritter Zinkzusatz bei

5— 15 Unzen pro t . .	100 Pfd.
15— 30 „ „ . .	150 „
30— 50 „ „ . .	200 „
50— 70 „ „ . .	250 „
70—100 „ „ . .	300 „

Mehr als 600 Pfd. Zink setzt man nicht zu, weil sich dasselbe sonst nicht gehörig mit dem Blei umrühren lässt.

In Lautenthal giebt man Zinkzusätze in folgenden Verhältnissen:

0.001 Proc. Ag erfordern	7.5—10 kg Zink.
0.002 „ „ „	10 —12.5 „ „
0.003 „ „ „	12.5—15 „ „
0.004 „ „ „	15 —20 „ „
0.005 „ „ „	20 —25 „ „
0.010 „ „ „	30 —35 „ „

Der Zinkzusatz wird gewöhnlich nicht auf einmal, sondern in drei Portionen nach einander eingerührt zur besseren Controle der Arbeiter, des Ganges der Kessel und der Grösse des Zinkzusatzes, und zeigte sich z. B. dabei folgende Gehaltsveränderung des Bleies:

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 190. 2) Ebend. 1869, S. 71. 3) Ebend. 1863, S. 385; 1869, S. 383. 4) Ebend. 1870, S. 190. 5) Ebend. 1867, S. 412; 1868, S. 311. 6) Ebend. 1868, S. 312. 7) 1 Unze per t = 0.0032 Proc.; 1 Pfd. = 0.4536 kg.

	Nach dem Werkblei.	ersten	zweiten Zinkzusatz.	dritten
Kupfer . .	0.161	0.003	0.007	0.008
Zink . . .	0.006	0.227	0.541	0.777
Eisen . . .	0.005	0.006	0.003	0.004
Antimon .	0.035	0.034	0.048	0.046
Silber . .	0.0283	0.021	0.005	0.00062

Die relative Abnahme des Silbergehaltes nach den verschiedenen Zinkzusätzen variirt auf den einzelnen Hütten und zwar findet bei einem silberreicheren Blei eine raschere Entsilberung ohne Erhöhung des Zinkzusatzes statt, als bei ärmerem. Zur Ersparung an frischem Zink lässt sich das noch nicht mit Silber gesättigte Zink vom zweiten und dritten Zusatz wieder zur Entsilberung von frischem Werkblei anwenden (Tarnowitz u. a.).

Entsilberungsgrenze.

Die Grenze der Entsilberung liegt bei etwa 0.0002 Proc. Ag. Trotz der geringen Verwandtschaft des Zinks zum Blei hält doch das Armblei immer etwas Zink zurück.

Nach den Untersuchungen von Karsten, Lange, Richter und Matthiessen können beim Zusammenschmelzen und Wiederabsondernlassen von Blei und Zink im Blei höchstens 1—1.79 Proc. Zink und im Zink 1.2—2.5 Proc. Blei zurückbleiben.

Manipulationen.

106. Verfahren. Der Zinkprocess[1]) erfordert nachstehende hauptsächlichste Operationen:

Zinkschaum- u. Armbleierzeugung.

1) Darstellung von Zinksilber und Armblei. Einschmelzen des Werkbleies in einem Gusseisenkessel bei solcher Temperatur, dass Zink schmilzt, Abziehen der Schlicker, Zusatz von Zink in Barren, welche langsam etwa in 15 Minuten einschmelzen, und zwar in drei Portionen, zuerst etwa $^2/_3$, dann $^1/_4$, zuletzt $^1/_{12}$ des Ganzen, jedesmaliges kräftiges Durchrühren während 20—30 Minuten mittelst einer durchlöcherten runden Schaufel von 366 mm Durchmesser, — bei Anwendung eines Rührapparates[2]), Fig. 74, S. 122: Einbringen des Zinks in die Eisenbüchse 1, Einsenken des Rührapparates 3 ins Metallbad und Rotirenlassen, wobei das Zink schmilzt, durch Oeffnungen in der Blechbüchse in feinen Strahlen im Zink aufsteigt und von den Schaufelrädern 2 mit dem Zink in innige Berührung gebracht wird —, langsames Abkühlen während $1^1/_2$—2 Stunden, wohl bei mit nassen Kohlen bedecktem Roste, wobei sich das silberhaltige Zink (Zinkschaum) auf die Oberfläche begiebt, Abschäumen desselben, namentlich das dritte Mal mit grosser Vorsicht, mit durchlöcherten flachen Kellen aus zwei Kesseln in einen geheizten Mittelkessel; sobald das Blei anfängt, an den Seiten zu erstarren (zu randen), Aufhören des Abschäumens; wenn sich Bleikrystalle zeigen, Wiedererhitzen des Bleies, Zusatz der zweiten Portion Zink und so fort; bei einem Goldgehalte Separirthalten der ersten mit einer geringeren Menge Zink enthaltenen Zink-, Gold- und Kupferlegirung (Gold- oder Kupferschaum), Ablassen des entsilberten, zinkhaltigen Armbleies in den Raffinirapparat. Auch transportirt man das flüssige Blei aus einem Kessel in den anderen oder in die Formen mittelst

1) Balling in Dingl. 198, 52. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. Kopp in Mon. scientif. 1871, S. 394. Rössler in Schweiz. polyt. Ztschr. 1870, S. 143. List in Ztschr. des Ver. Deutsch. Ing. 16, 621. Koch in B. u. h. Ztg. 1873, S. 261. Herrmann in Ems hat den Process neuerdings wesentlich verbessert. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 382.

eines eisernen Hebers mit Hahn; nach dem Eintauchen und Füllen mit Blei wird er in das Blei gestülpt und der Hahn geöffnet oder der Heber steht mit einer Luftpumpe in Verbindung (Ver. Staaten).

Beispiele. Eifelhütten.

Eifelhütten.[1]) Call: Einschmelzen von 15 000 kg Werkblei (S. 98) mit 500 gAg in 1000 kg nebst 0.5 Proc. Sb und 0.01 Proc. Cu während 10 St. in gusseisernen Kesseln von 2.52 m Durchmesser und 0.60 m Tiefe, Abzugnehmen, Zusatz von 90 kg Zink, 20 Min. Rühren, 20 Min. Stehenlassen, Abschäumen von etwa 500 kg unreinem Gold- und Kupferschaum (zur besonderen Behandlung mit Chlorverbindungen), Wiederheizen des Kessels, Zusatz von 50 kg Zink, 20 Min. Rühren, 2 St. Abkühlen, Abschäumen, Füllen des Kessels mit Blei von 100 g in 1000 kg, Zusatz von 67 kg Zink u. s. w.; Erfolg von 3000 kg gewöhnlichem und 500 kg Goldzinkschaume bei einer Dauer von 24 St. und von 12 500—13 000 kg Armblei mit 0.0002 Proc. Ag und 0.8 Proc. Zn. Raffination des Armbleies mit Chlorverbindungen, Verschmelzen des goldfreien Zinkschaumes im Schachtofen mit Puddelschlacken, Umrühren des goldhaltigen mit Chlorverbindungen. Ausbringen: 13 500 kg Kaufblei von 15 000 kg Werkblei. — Mechernich[2]): 8 Kesselreihen etagenförmig unter einander; in den obersten 4 Kesseln Einsatz in jeden 18 000—19 000 kg Werkblei (S. 101), Zusatz von Zink in 2 Portionen, erst 0.14, dann 0.13 Proc., Anwendung des letzten Schaumes zur ersten Entsilberung des folgenden Kessels; Ablassen des entsilberten Bleies in die bedeckten Kessel (Flammöfen) zur Raffination mit Wasserdampf, Abzapfen des reinen Bleies in die Giesskessel der untersten Etage zum Schöpfen in Formen; Verfrischen der Bleiraffinirkrätze mit den Schlickern vom Werkblei auf zur Entsilberung zurückgehendes Krätzblei und der Raffinadkrätze hiervon auf Hartblei; Verschmelzen des gesaigerten silberreichen Zinkschaumes früher in einem kleinen Schachtofen mit Eisenschlacken, jetzt Destillation nach Balbach's Methode (S. 315). Analysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Ag .	0.0262	0.00050	0.00040	0.0125	0.00080	1.22
Cu .	0.1136	0.00123	0.00093	0.3400	0.00180	5.33
Sb .	0.0801	0.00194	0.00208	0.7128	0.00306	0.36
Fe .	0.0022	0.00102	0.00082	0.0028	0.00110	1.28
Ni .	0.0028	—	—	0.0130	—	Spr.
Zn .	—	0.00080	0.00040	—	0.00060	39.00
Pb .	—	—	—	—	—	48.80
As .	—	—	—	—	—	Spr.

a. Werkblei. b. und c. Handelsblei daraus. d. Krätzblei. e. Handelsblei daraus. f. Gesaigerter Zinkschaum.

Lautenthal.

Oberharz (Lautenthal).[3]) Einschmelzen von 12 500 kg Werkblei (von Clausthaler Hütte mit 0.18620 Cu, 0.7203 Sb, 0.0664 As, 0.0048 Bi, 0.1412 Ag, 0.0664 Fe, 0.0028 Zn, 0.0023 Ni, 0.00016 Co, Spr. Cd; von Lautenthaler Hütte mit 0.2838 Cu, 0.5743 Sb, 0.0074 As, 0.0082 Bi, 0.1431 Ag, 0.0089 Fe, 0.0024 Zn, 0.0068 Ni, 0.00035 Co, Spr. Cd) in einem Einsatzkessel während 6 St., Wegnahme der oberflächlich gebildeten Schlicker (sog. Stachelköpfe, silber- und kupferhaltige Krätzen, welche in runde Formen gekellt, ausgesaigert und der Niederschlagsarbeit übergeben werden, das Saigerblei der Entsilberung); Zusatz von 22 kg Zink (mit 0.001 Sb und 0.0006 Cu) in Platten ins Metallbad, rasches Einschmelzen, Rühren während 20 Min. von 2 Arbeitern, Stehenlassen während 2 St. nach entferntem Feuer, wobei die Gold-, Kupfer- und Zinklegirung (Gold- oder Kupferschaum) an die Oberfläche geht; Abheben derselben mittelst Schaumlöffels in Pfannen; Ablösen der Krusten von den Kesselwänden, nochmaliges Durcharbeiten des flüssigen Bleies, 1/4 St. ruhen lassen zum nochmaligen Schaumabsatz, Wegnehmen desselben, Wiederbefeuern des Kessels, nach etwa 1 St. zweiter Zusatz von 50 kg Zink nebst drittem Zinkschaume, nach dem Durchrühren und zweistündigem Abkühlen Ueberschöpfen des Silberschaumes (Zinkschaum) in den neben dem Einschmelzkessel liegenden Schaumkessel, Nehmen einer Schöpfprobe vom Blei, welche einen Silbergehalt von etwa 0.02 Proc. ergeben muss; dritter Zusatz von 80 kg Zink, Verfahren wie vorhin, nur Zusatz des kupfer-

---

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 311; 1869, S. 216; 1870, S. 205; 1871, S. 423. Oest. Ztschr. 1871, S. 410. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 131 (mit Abbildungen). Engin. and mining Journ. New-York 1877, Vol. 23, p. 168. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 163, 311, 329; 1869, S. 271, 383; 1870, S. 91, 215, 326; 1872, S. 83. Oest. Ztschr. 1871, S. 403. Preuss. Ztschr. 18, 46. Dingl. 198, 52.

freien dritten Zinkschaumes mit der zweiten Portion Zink zum Metallbad; Silbergehalt des Bleies nunmehr bis 0.0006 Proc. (gewöhnlich 0.0005 Proc.), wenn mehr, nochmals vierter Zinkzusatz, so dass auf 1 rückständiges Ag noch 10 Zn kommen. — Raffiniren des entsilberten Bleies in demselben Kessel, in welchem die Entsilberung geschehen, Erhitzen desselben in etwa 4 St. bis zur Kirschrothgluth, Aufsetzen einer mittelst Diagonalflaschenverschlusses zu bewegenden, in Ketten hängenden Haube an einem kleinen vierrädrigen Wagen, der auf Schienengleisen läuft, Einleiten von Dampf mit 2 Atm. Ueberdruck ins Metallbad bei geschlossenen Haubenthüren (S. 120); nach 2 St., wenn die oberflächlich gebildeten Oxyde trocken geworden und beim Abnehmen im glühenden Zustande kein verbrennendes Zink mehr zeigen, ferner das Blei beim Ausgiessen aus dem Probelöffel keine auf Zink deutende Lappen mehr bildet und sich auf der Mitte einer Schöpfprobe ein weisser krystallinischer Fleck (Antimonspiegel) zeigt: dann Absperren des Wasserdampfes, etwas in die Höheziehen der Haube, Abklopfen derselben mit Eisenstäben zur Entfernung von oxydischen Ansätzen, seitliches Abziehen der Haube, Abnehmen der armen Oxyde vom Metallbade, Sieben derselben in einem Handsiebe von 4 mm Maschenweite zur Entfernung von Bleikörnern, Waschen der Bleitheile in einem Zuber, des Siebfeinen auf Schlämmgräben, an deren Ende sich ein Herd befindet, durch zwei senkrechte, niedrige Aufsätze in drei Abtheilungen getheilt und am unteren Ende mit Sieb von 1/2 mm Maschenweite versehen zur Auffangung von Bleitheilchen, während die Oxyde durchs Sieb hindurch gehend 5 Klärkessel passiren; Trocknen der decantirten Oxyde in einem Ofen und Verkauf derselben als gelbe Farbe mit 60—67 Proc. Zinkoxyd und 30—40 Proc. Bleioxyd; Verarbeitung des ausgeschlämmten Bleies auf Blei zweiter Qualität. Weitere Behandlung des entzinkten Armbleies bei aufgesetzter Haube, aber geöffneten Haubenthüren mit Wasserdampf zur Entfernung des Antimons durch Oxydation mittelst Luft während etwa 1 1/2 St., bis eine Schöpfprobe oberflächlich eine Haut von gelber Federglätte zeigt und beim Erkalten keinen Antimonspiegel mehr hat; Absperren des Wasserdampfes, Abklopfen der Haube, Wegnehmen derselben, noch einige Minuten Wasserdampfen, Wegnehmen des Abstriches mit der Schaumkelle, Abkühlenlassen des Armbleies etwa 1 St., weil es zu heiss gegossen eine schmutzig graue Farbe annimmt, Abnehmen des Bleidreckes (zu Blei zweiter Qualität verarbeitet), Ausschöpfen in längliche Formen, wo dann das sogenannte raffinirte Harzblei erfolgt mit: 0.00061 bis 0.00072 Cu, 0.00406—0.00441 Sb, 0.00437—0.00737 Bi, 0.00096—0.00116 Fe, 0.00030—0.00050 Zn, 0.00050—0.00060 Ag nebst Spuren von Cd und Ni. — Verarbeitung des Abstriches: Einschmelzen von 10000 kg Abstrich in 8 St. in einem Einsatzkessel, Entfernung der gebildeten Kruste (des eigentlichen antimonreicheren Abstrichs), 2—3 St. Wasserdampfen des Saigerbleies, Verschmelzen des Krätzes davon mit dem gesaigerten Abstrich im Schachtofen auf Hartblei mit 85.81—85.68 Pb, 13.88—15.06 Sb, 0.23—0.20 Cu, 0.02—0.03 Fe, Spur Ni und Zn. — Verarbeitung des Bleidreckes und Waschbleies: Verschmelzen beider in einem Schachtofen mit automatischem Stiche (S. 48) auf Armblei, Raffination desselben während etwa 4 St. mittelst Wasserdampfes bei aufgesetzter Haube mit geöffneten Thüren und Erfolg von Blei zweiter Qualität (Marke Clausthal) mit etwas höherem Antimon- und Kupfergehalte, wie das raffinirte Harzblei, z. B. mit 0.1300 Sb, 0.0600 Cu, 0.0030 Fe, 0.0040 Zn, 0.0050 Ni, 0.0028 Ag und Spur Bi. — Von der Verarbeitung des silberreichen Zinkschaumes wird später die Rede sein (S. 317, 321).

Tarnowitz.

Tarnowitz.[1]) Werkblei mit 0.1 Proc. Ag, Zinkverbrauch wegen fehlenden Kupfergehaltes nur 0.68—0.70 Proc.; Einschmelzen des Werkbleies (12500 kg) während 6 St., erster Zinkzusatz, der nach 10—15 Min. geschmolzen, Durchrühren, Stehenlassen, Auslöschen des Feuers, Abheben des Zinkschaumes, Erhöhung der Temperatur, neuer Zinkzusatz, Probenehmen und darnach Normiren des dritten Zinkzusatzes; zweiter und dritter silberhaltiger Zinkschaum werden im nebenstehenden Kessel als erster Zinkzusatz benutzt; erster Zinkschaum gesaigert und Rückstand früher in Muffeln destillirt (S. 314), jetzt im Schachtofen mit Eisenfrischschlacken auf Reichblei verschmolzen, wobei sich an 30 Proc. des angewandten Zinkes im aufgefangenen Rauche wieder gewinnen lassen. Armblei enthält nach der Raffination mit Wasserdampf 0.0005 Proc. Ag.

Unterharz.

Unterharz.[2]) Die sehr unreinen Werke waren wohl zu entsilbern, aber der Wismuthgehalt derselben liess sich weder durch Zink noch durch Wasserdampf entfernen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 92, 326; 1872, S. 76; 1875, S. 42. Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 22, Nr. 3 und 4. Oest. Ztschr. 1877, S. 105. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 92, 215; 1872, S. 98.

Stolberg.

Stolberg. 12 000 kg Einsatz, Zinkverbrauch 1.2 Proc. bei dem kupferhaltigen Blei, Saigern des Zinkschaumes und Schmelzen des Rückstandes mit Puddelschlacken, Raffination des Armbleies durch Dampfen. Dem Zinkprocesse werden unreine, Kupfer, Antimon, Arsen u. s. w. enthaltende Werke unterworfen, dem Pattinsoniren reinere; zu antimonreiche Bleie werden vor der Behandlung mit Zink gedampft.

Braubach.

Braubach.[1]) Einsatz 12 000 kg gold-, silber- und kupferhaltiges Werkblei in den bedeckten Kessel, Zusatz von 1.6 Proc. Zn zu drei Malen, bis das Armblei in 100 kg nur 1 g Ag enthält; Saigern des Zinkschaumes, Schmelzen des Rückstandes im Schachtofen auf Reichblei mit 1 Proc. Ag und Abtreiben desselben gleich zur Feine (S. 272); Raffiniren des Armbleies durch Dampf mit 6 Atmosphären, bis eine geschöpfte Probe reines Blei zeigt (S. 122).

Ems.

Ems. 15 000 kg Einsatz in Kessel von 1.7 m Durchmesser und 1.1 m Tiefe bei 1 1/2 Proc. Zinkverbrauch; erster Goldschaum getrennt von den übrigen Zinksilberlegirungen, Verschmelzen derselben mit Schlacken im Schachtofen, Dampfen des Armbleies. Verfahren neuerdings von Herrmann verbessert.

Havre.

Havre.[2]) Verbrauch von 1 Proc. Zink bei Blei mit 0.001 Proc. Ag, für silberreicheres 1.5—2 Proc.; Dampfen des Zinkschaumes und Behandeln der erfolgenden Oxyde mit Salzsäure, Dampfen des Armbleies. Metallverluste S. 268. Schmelzkessel mit Rührapparat (S. 122).

Pise.

Pise.[3]) Behandeln von 5000 kg Werkblei mit 0.1—0.15 Proc. Ag mit 2 Proc. Zn unter Anwendung eines Rührapparates (S. 122), Saigern des Zinkschaumes, Glühen des Rückstandes in einem Tiegel, wobei das Zink verloren geht, Abtreiben des Reichbleies; Raffination des Armbleies mit 0.001 Proc. Ag im Flammofen. Bleiverlust 2—3 Proc.

Chicago.

Chicago. Raffiniren des antimonhaltigen Flammofenwerkbleies (S. 25) in einem Flammofen, Saigern des gereinigten Bleies in einem Flammofen, dessen trogartiger Herd aus zwei geneigten Eisenplatten besteht, Umrühren des abfliessenden Bleies mit 3—4 Proc. Zink, Abnehmen des Zinkschaumes, Saigern desselben auf dem Saigerherde, Zerdrücken des silberreichen Zinkstaubes und Destilliren nach Balbach's Methode (S. 315); Raffination des Armbleies während 3—4 St. im Flammofen, Abstechen in einen Kessel, Bedecken mit Sägespänen und Auskellen.

Utah.

Germaniawerke in Utah.[4]) Raffiniren des Werkbleies (20 t) während 18 St. im Flammofen, Verschmelzen der Krätzen mit Schwefelkies auf Bleikupferstein, 3maliges Behandeln des gereinigten Werkbleies mit 1.8—2.6 Proc. Zn, wobei die letzten Zinkschäume immer wieder zur Entsilberung genommen werden; Saigern des reichen Schaumes, Schmelzen desselben im Schachtofen mit basischer Schlacke (jetzt Destillation nach Balbach's Methode), Abtreiben des Reichbleies im englischen Ofen, Raffiniren des Armbleies im Flammofen, dann in einem Kessel durch Polen.

Marseille.

Marseille.[5]) Einsatz von 18 t Blei mit 187—218 g Ag in 1 t, 3malige Behandlung mit resp. 1, 0.5 und 0.25 Proc. Zn, Wegtreiben des Zinkes aus dem Armblei durch Erhitzen in einem gusseisernen, mit Steinen ausgekleideten Kessel etwa 8 St., Destillation des Zinkschaumes nach Balbach's Process.

St. Louis.

St. Louis Smelting and Refining Works in Cheltenham bei St. Louis.[6]) Raffiniren des 1—2 Proc. Sb und As haltenden Werkbleies in Posten von 20 t im Flammofen während 24 St., wobei 900—1350 kg kupferhaltige Schlicker (beim Steinschmelzen zugeschlagen) und 1100—1600 kg Abstrich (zur Hartbleifabrikation) erfolgen; Entsilberung des Werkbleies durch 4 Zinkzusätze, zuerst von 25—70 kg auf 20 t Werkblei zur Erzeugung von Kupferzinkschaum, dann zur Entfernung des Silbers die obige Zinkmenge (S. 309); Abheben des Zinkschaumes mit durchlöcherter Kelle in den daneben liegenden Saigerkessel, dann Abheben des Schaumes und nochmaliges Saigern in einem zweiten Kessel, sodann Zerkleinerung desselben auf einem Eisenbleche mit Einschnitten und Destilliren nach Balbach's Process in feststehenden thönernen Retorten (Fig. 162, S. 317) mit 200 kg Fassungsraum während 12 St., dann Ausschöpfen des Reichbleies. Nach Abnahme des Hauptzinkschaumes Probiren des Bleies auf Ag, danach dritter Zinkzusatz in der S. 309 angegebenen Menge, wo dann der Silbergehalt auf unter 1 Unze per t herunter geht, dann letzter Zusatz von 25—37.5 kg Zink bei resp. 1/3 und 1/2—1 Unze Ag, wobei Blei mit bis 1/10 Unze (0.0003 Proc.) Ag erfolgt mit etwa 1—1.2 Proc. Zn. Abhebern desselben in einen Raffinirflamm-

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 381. 2) Ebend. 1868, S. 231; 1869, S. 71, 381. Dingl. 198, 52. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 381. 4) Ebend. 1876, S. 364. 5) Dingl. 225, 67. 6) Preuss. Ztschr. 27, 172. Oestr. Jahrb. v. Hauer 1879, Bd. 27, S. 348.



ofen mit 20 t Fassungsraum, Entnehmen von Abstrich mit 5—8 Proc. Zn und Polen des Bleies. Ganzer Zinkverlust 30—48, zuweilen 45 Proc. Abtreiben des Reichbleies im englischen Treibofen.

Zinkentsilberung.

2) Silbergewinnung aus Zinksilber (Zinkschaum). Nach den hierunter erwähnten früheren Methoden (b—e) verlor man das Zink ganz oder grossentheils und hatte mehr oder weniger grossen Silberverlust, während das neuerdings mehrfach wieder eingeschlagene Verfahren der Destillation diese Uebelstände auch nur zum Theil beseitigt, indem sich immer noch ein Theil Zink verflüchtigt, zinkhaltige Rückstände entstehen, welche wieder verarbeitet werden müssen, und der Verbrauch an Retorten bedeutend sein kann. Nach den zur Zeit vorliegenden Resultaten von Lautenthaler Hütte gewährt der Schnabel'sche Ammoniakprocess in Verbindung mit dem Cordurié'schen Wasserdampfverfahren die grössten Vortheile. Vor der Entsilberung wird der Zinkschaum gewöhnlich gesaigert durch Umschmelzen bei niedriger Temperatur in runden oder ovalen Eisenkesseln, seltener in eisernen oder thönernen Saigerröhren [1]) (Südwales, Commern); das Saigerblei kommt wieder zur Verzinkung oder wird mit Wasserdampf behandelt und das Werkblei abgetrieben, wobei man den silberreichen Krätz wohl einträukt (früher in Lautenthal).

Destillation.

a) Destillation. Nachdem schon früher zu Tarnowitz [2]) die Erfahrung gemacht worden, dass bei der Zinkdestillation kein Silberverlust im Zink stattfindet, auch dieses Verfahren schon früh in Südwales [3]) angewandt worden, ist man neuerdings in Tarnowitz [4]) vorübergehend wieder darauf zurückgekommen, als das auf dem Oberharze angewandte Verfahren der Behandlung des Silberzinkes mit Wasserdampf hier misslungen, wohl wegen zu grosser Reinheit des Zinkschaumes von Kupfer und Antimon, welche eine Oxydation des Bleies begünstigt.

Dieses Verfahren gewährt die Vortheile der Wiedergewinnung des grössten Theiles des Zinkes und giebt keine silberhaltigen zinkischen Zwischenproducte (Schlacke, Abstriche, Oxyde), deren Zinkgehalt bei Zuschlag zu Schmelzprocessen störend wirkt, wohl aber silberfreie zinkische Rückstände, welche von Neuem der Destillation unterworfen werden müssen, besitzt alle Schattenseiten des Zinkgewinnungsprocesses und erfordert viel Destillirgefässe, welche von einem Bleigehalte leicht zerstört werden. Die Destillation kann geschehen:

Muffeln.

α) In Muffeln. Dieses Verfahren hat sich in Tarnowitz wegen grossen Verbrauches an Muffeln und bedeutender Verluste an durchgegangenem Blei nicht bewährt und ist dem Schachtofenschmelzen mit Eisenschlacken gewichen. Zur Unterhaltung eines continuirlichen Betriebes müssen ausser Zinkschaum meist noch andere zinkhaltige Materialien vorhanden sein.

Beispiel.

Tarnowitz (S. 312). Früher Durchrühren des Zinkschaumes in schmiedeeisernen Tiegeln mit Kohle und mit durch 5 Proc. Kieserit denaturirtem Gewerbesalze, Erfolg fast ohne Bleiverlust von Reichblei und silberreichen zinkischen Rückständen, Destillation derselben im Gasmuffelofen mit 24 Muffeln, welche ein Futter

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 1. 2) Ebend. 1852, S. 328. 3) Ebend. 1852, S. 1. Erdm. J. f. pr. Ch. 22, 257. 4) B. u. h. Ztg. 1872, S. 76.

von gesiebter Lösche bekommen, nachdem dieselbe mit schwacher Säure behandelt und erhitzt ist und einen Zusatz von alkalischen Salzen eingebrannt erhalten hat, auf welches Futter noch eine Bleiglasur (Thon und Hüttenrauch) kommt. 100 Zinkschaum geben 30.2—36.2 Reichblei, 18.8—23.0 fast silberfreies Rohzink und Rückstände, welche beim Aussieben noch 8.7—16.2 kg silberhaltiges Blei lieferten. Neuerdings Verschmelzen des gesaigerten Zinkschaumes im Schachtofen.

Retorten.

β) In Retorten (Balbachprocess). Destillation des Zinkschaumes mit Kohle in von glühenden Cokes umgebenen oder auch mit Flammenfeuerung erhitzten birnenförmigen Graphitretorten mit Vorlagen, welche erstere einzeln in kleinen Kippöfen oder in feststehenden Oefchen liegen. Dieses Verfahren, welches eine leichte Aus- und Inbetriebsetzung des Ofens zulässt und um rentabel zu sein, die Mitverarbeitung anderer zinkischer Materialien nicht verlangt, auch nicht, wie das Çordurié'sche Dampfverfahren mit Eintränken und die Tarnowitzer Destillation viel Oxyde giebt, ist zuerst auf Balbach's Werk zu Newark in den Vereinigten Staaten[1]), wo Faber du Faur die Kippöfen baute, ausgeführt, hat daselbst eine allgemeinere Verbreitung gefunden und ist auch in Deutschland, zuerst in Mechernich, mit Vortheil in Anwendung gebracht. Ein wesentliches Erforderniss sind gute, der Einwirkung des Bleies von Innen und der Cokesasche von Aussen widerstehende Retorten. Zur Verminderung der Zinkstaubbildung wird unter die Vorlage zweckmässig eine durchlochte Pfanne mit glühenden Kohlen gestellt.

Glühefeuer.

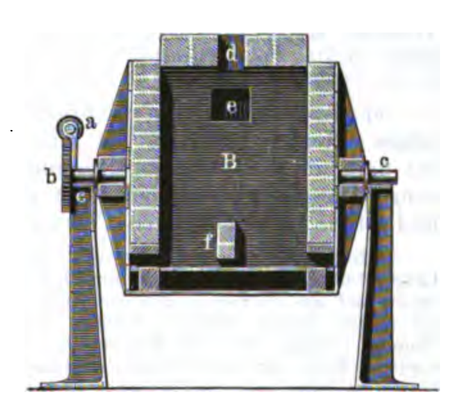
α) Destillation in Kippöfen mit Glühefeuer.

Fig. 159—161. *A* Graphitretorte 80 cm hoch mit 7 cm Bodendicke, im Ofen *B* auf dem Bogen *f* gelagert. *g* Rost. *e* Fuchs. *d* Oeffnung zum Einbringen der Cokes.

Fig. 159.



Fig. 160.



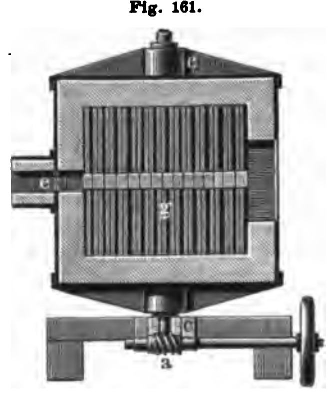
c Achsen des Ofens, mittelst Kurbelradschnecke und Getriebe *b* zu drehen. Es liegen gewöhnlich mehrere Oefen um eine Centralesse herum.

Verfahren. Einsetzen der 25 Proc. Graphit enthaltenden Chamotteretorte, Heizen derselben mittelst Cokes zur Dunkelrothgluth, Beschicken mittelst einer Kupferschaufel mit Zinkschaumstücken (125—200 kg) und 1.5—2.5 kg Holzkohlenklein in Nussgrösse, Anstecken einer kegelförmigen Thonvorlage, Erhöhung der Temperatur

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 203; 1873, S. 238; 1875 S. 24 (Chicago); 1875, S. 236; 1879, S. 427 (Newark); 1875, S. 287 (Pennsylvania, Bleigesellschaft bei Pittsburg); 1876, S. 364 (Germania, Bleiraffinerie- und Zinkentsilberungswerk in Utah). Preuss. Ztschr. Bd. 27, S. 172 (Newark, mit Abbildung).

bis zur Weissgluth, Unterhaltung derselben während der ganzen 8—10 St. dauernden Operation, öfteres Räumen von Vorlage und Retortenhals mit einer Eisenstange, öfteres Auskrätzern des Zinkes aus der Vorlage, Umschmelzen desselben unter einer Kohlendecke in einem Kessel; Wiedergewinnung von 40—50 Proc. von der zur Entsilberung angewandten Menge Zink, Verkauf des erfolgenden Zinkstaubes und Oxydes (10—20 Proc. des ursprünglichen Zinkes enthaltend) an Zinkhütten; Unterbrechung des Processes, wenn sich Zinkdämpfe an der Vorlagenmündung nur noch spärlich zeigen, Abnehmen der Vorlage, Vorfahren eines kleinen Wagens mit mit Formsand ausgefüttertem Gusseisentopf vor die Retorte, Kippen des Ofens, so dass das Reichblei in einem Strahle in den Topf fliesst, etwas Abkühlenlassen desselben, Ausgiessen desselben durch Neigung des Wagens und des Topfes in mit Kalkmilch ausgeschlämmte Formen; demnächst zum Abtreiben im englischen Ofen; Auskratzen des Rückstandes aus der noch geneigten Retorte mittelst eines eisernen Hakens und Reduciren desselben mit der reichen Glätte; Einwerfen einer Hand voll Kohlenstaub in die entleerte Retorte, um die Oxydation der kleinen Bleikörner zu verhüten; Zurückbringen des Ofens in die ursprüngliche Stellung, Reinigen des Rostes, Aufgeben frischer Cokes und Beginn einer neuen Charge. Eine Retorte hält 15—30, durchschnittlich 20 Destillationen aus.

Fig. 161.



Vereinigte Staaten. Dieser Process wird u. A. ausgeführt in Newark, in Chicago (S. 313), bei Pittsburg, auf den Germaniawerken in Utah (S. 313) u. s. w.

Mechernich. Mechernich. Destilliren des ausgesaigerten Silberschaumes in Quantitäten von 150 kg mit $^1/_2$—1 Proc. Holzkohlen in Balbach'schen Kippöfen, wobei Reichblei mit bis 5 Proc. Ag erfolgt. Die conische Vorlage hat etwas Neigung und mündet in einen conischen, etwas ansteigenden Vorstecker, so dass das condensirte Zink aus beiden am tiefsten Punkte continuirlich in eine untergesetzte Pfanne tropft. Vor dem Vorstecker befindet sich noch ein zweiter. Unter der Vorlage steht eine Kohlenpfanne (S. 315) zur möglichsten Verhütung von Zinkstaubbildung. In ähnlicher Weise ist der Process zur Altenauer Hütte auf dem Oberharze ausgeführt.

Flammenfeuer. b) Destillation in Kippöfen mit Flammenfeuerung. Derartige Oefen von Faber du Faur tragen zur Schonung der Retorten bei und erfordern weniger Brennmaterial, als die Oefen mit Cokesfeuerung. Dieselben lassen bei tiefer gelegtem Roste auch Gasfeuerung zu und ist für dieselben auch Petroleumfeuerung empfohlen.

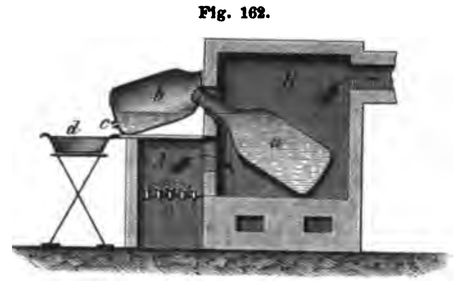
Ofen von Faber du Faur.[1]) Grosse elliptische Retorte von 1.57 m lichter Länge, 785 mm Breite und 209 mm Höhe, am hinteren Ende in der Feuerbrücke gelagert und am vorderen, aus dem Ofen hervorragenden Ende in eine cylindrische, auf einem Wagen stehende Vorlage mündend; Treppenrostfeuerung seitlich. Die Flamme schlägt über die Feuerbrücke, umspielt die nahezu horizontal, nur am vorderen Ende mit etwas Ansteigen gelagerte Retorte und zieht nach unten in einen Fuchs ab. Der ganze Herd nebst Feuerbrücke lässt sich mit der Retorte kippen, welche 1000 kg fasst.

c) Destillation in feststehenden Oefen und Retorten mit Flammenfeuerung. Diese Construction ist einfacher; das Reichblei wird aus der feststehenden Retorte entweder ausgeschöpft (St. Louis Smelting and Refining-Work bei Cheltenham) oder daraus abgestochen (Brodie's Ofen zu Montgomery-Werk bei Bloomfield N. Y. und Tatham's Werk bei Philadelphia).

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 239 (mit Abbildung).

St. Louis Smelting and Refining Work.[1]) Ofenconstruction (Fig. 162): *a* Graphitretorte, in die Vorlage *b* mit Stichöffnung *c* mündend, aus welcher das Zink in die Pfanne *d* fliesst. *A* Feuerungsraum. *B* Retortenraum. *e* Fuchs. Einsatz von 225 kg Zinkschaum (S. 313) in die kalte Retorte von 80 cm Höhe, 10stündiges Feuern mit 6 Bushel Steinkohlen, Entleerung des Retorteninhaltes mit einem Löffel von passender Form. Eine Retorte soll 50 bis 60 Schmelzungen aushalten. St. Louis.

Fig. 162.



Tatham's Delaware Lead Works bei Philadelphia mit Brodie's Ofen.[2]) 6 Graphitretorten liegen auf durchbrochenen Bögen über einer Feuerung neben einander, die Feuergase ziehen durch Züge im Gewölbe in einen gemeinschaftlichen Fuchs, in welchem die Windleitungsröhre für den Unterwind. 1300—1500 kg Zinkschaum in allen 6 Retorten sind in 12—20 Stunden abdestillirt je nach der Reinheit des Schaumes. Auf 1 t Zinkschaum gehen 1140 kg weiche Kohlen. Das Zink condensirt sich in conischen Vorlagen, das Reichblei wird abgestochen und fliesst durch eine Rinne in Formen. Philadelphia.

b) Wasserdampfen (Corduriè's Verfahren, S. 120). Beim Einleiten von Wasserdampf in die geschmolzene Legirung entstehen silberreiches Blei zum Abtreiben und blei- und silberhaltige Zinkoxyde, welche entweder beim Abtreiben eingetränkt (früher in Lautenthal) oder mit Salzsäure behandelt werden (Havre). Bei diesem einfachen, schon von Roswag[3]) angewandten Verfahren wird zwar der Zinkgehalt der Legirung in den Oxyden concentrirt, aber beim Eintränken erfolgen zinkische silberhaltige Krätzen mit noch 0.2—0.3 Proc. Ag, welche bei Zusatz bei anderen Schmelzprocessen wegen ihres Zinkgehaltes Uebelstände hervorrufen, auch silberhaltige Schlacken geben, während die Behandlung der Oxyde mit Säuren kostspielig ist und schwer verwerthbare Zwischenproducte liefert. Auch wird beim Eintränken das nach kostspieligen Operationen in ein kleines Quantum Zwischenproduct concentrirte Silber theilweise wieder dilatirt und steht das Verfahren deshalb dem Balbachprocesse (S. 315) nach. Dampfprocess.

Oberharz (früher in Lautenthal). Aussaigern des Zinkschaumes (S. 311) in einem eisernen Kessel, Einschmelzen des silberreichen Zinkes in einem solchen mit Blechhaube (mittelst eines auf Schienen laufenden Krahnes mit Differentialflaschenzug zu heben und zu transportiren) bedeckten Kessel, aus welchem eine Abzugsröhre in Condensationskammern führt, Einleiten von Wasserdampf von zwei Atmosphären Spannung, welcher in einem über dem Roste eines Oefchens liegenden Schlangenrohr getrocknet worden, durch ein in der Mitte des Kessels bis zum Boden niedergehendes Rohr mit Hahn in das bis zur Gelbgluth erhitzte Metallbad während etwa 4 St., wobei sich vorwaltend Zink oxydirt und auf die Oberfläche geht, während dessen Silbergehalt grossentheils sich im Blei ansammelt; so lange Dampfen, bis eine genommene Oxydprobe sich trocken zeigt und eine Schöpfprobe sich aus dem Löffel ausgiessen lässt, ohne daran eine adhärirende Haut oder Lappen zu bilden (Abwesenheit von Zink S. 121); Einleiten von Wasserdampf auf die Oberfläche des Metallbades zur Austreibung des Wasserstoffes behufs Verhütung von Explosionen[4]); Abheben der stark beklopften Haube, Kühlenlassen, Abnehmen der silberhaltigen Oxyde, Eintränken (S. 255) derselben bei abgestelltem Winde beim Abtreiben des beim Oberharz.

1) Preuss. Ztschr. Bd. 27, Nr. 3, S. 172 (Koch). B. u. h. Ztg. 1879, S. 427. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 239 (mit Abbildung). 3) Ebend. 1870, S. 191; 1876, S. 365. 4) Ebend. 1870, S. 215, 326. Oest. Ztschr. 1871, S. 403.

Dampfen erfolgenden Reichbleies, indem man beim Abtreiben von 6000 kg Reichwerken beim Eintritte der Abstrichperiode Posten von 175—200 kg Oxyden eintränkt und Abgeben des silber- und zinkhaltigen Abstriches an die Schmelzarbeiten. Beim Dampfen des Schaumes erfolgen 60 Proc. Werke und 40 Proc. Oxyde. — Neuerdings Behandeln der Oxyde nach Schnabel's Process[1]) (S. 321).

Schacht-ofen-schmelzen.

c) Verschmelzen des Silberzinkes (Zinkschaumes) mit eisenreichen Schlacken im Schachtofen (Flach's Methode).[2]) Dieses Verfahren, welchem besonders Siéger[3]) das Wort redet, ist sehr einfach, führt schnell zum Ziele, erfordert weniger Arbeits- und Anlagekosten, als das vorige und scheint bei hinreichend schwacher Windpressung (nicht über 157 mm Wassersäule) geringere Bleiverluste, aber grössere Silberverluste zu geben.[4]) Man erhält dabei Reichblei, während das Zink theilweise verflüchtigt, grossentheils aber verschlackt wird, und namentlich in dem Zinkverluste[5]) liegt die Hauptschattenseite des Processes in Vergleich zur Destillation. Die erfolgenden silberhaltigen Schlacken setzt man wegen ihres Zinkgehaltes vorsichtig beim Erzschmelzen zu. Das Zink kann aus den Flugstaubkammern theilweise wieder gewonnen werden (in Tarnowitz an 30 Proc.).

Beispiele. Eifelhütten.

Eifelhütten[6]) (S. 311). Zu Call saigerndes Schmelzen des Gold-Kupferschaumes in oblongen Kesseln von 2.5 m Länge, 1.6 m Breite und 0.87 m Tiefe, Schmelzen des gesaigerten Schaumes mit 25 Proc. Puddelschlacken und 50 Proc. Bleistein auf Werkblei mit 0.7—0.8 Proc. Ag und Stein mit 8—10 Proc. Kupfer, Entsilberung des Steines mit bleiischen silberfreien Substanzen (Weissbleierz, Sulfat aus Kattunfabriken, Abfällen von der Mennigebereitung), Chloration des erfolgenden Steines mit 20 Proc. Kupfer. — Mechernich (S. 316): Früher Saigern des Zinkschaumes in Kesseln, Erfolg von Saigerblei mit 200 g Silber per t zur Werkbleientsilberung, Schmelzen des Reichschaumes, etwa $1^1/_2$ Proc. vom Werkblei, mit 30 Proc. Puddelschlacken, 50 Proc. eigenen Abzugsschlacken, 150—200 Proc. Bleistein und 15 Proc. Cokes im 3förmigen Tiegelofen von 3.3 m Höhe und 1.00 m Durchmesser bei 106 mm Wasserwindpressung auf Reichblei mit 2.5—3 Proc. Ag (zum Abtreiben im englischen Ofen), Kupferstein mit 10—12 Proc. Cu, 10 Proc. Pb und 3000—4000 g Ag per t Blei, Schlacke mit 0.2—0.3 Proc. Pb und 3—4 g Ag in 50 kg Schlacke; noch 2maliges Schmelzen des ungerösteten Kupfersteines mit 50 Proc. bleiischen Zuschlägen auf Stein mit 25—30 Cu, 10 Pb, 2—3 Ni und 10—20 g Ag per 50 kg Stein, zum Verkauf. Silberverflüchtigung bei Verschmelzung des Reichschaumes sehr gering. — Neuerdings Destilliren des gesaigerten Zinkschaumes nach Balbach's Process (S. 316). Commern: Saigern des Zinkschaumes in einem geneigt liegenden gusseisernen Rohre von 0.47 m Durchmesser mit Abflussöffnung am tiefsten Puncte, dann Schmelzen mit Puddelschlacken im Schachtofen.

Stolberg.

Binsfeldhammer bei Stolberg. Rösten der Bleierze in doppelsohligen Flammöfen von 7.80 m Länge, 2.50 m Breite und 2.10 m Höhe (S. 85), jede Sohle mit 4 Arbeitsthüren; eine Charge von etwa 1100 kg röstet auf jeder der 4 Abtheilungen (auf jeder Sohle werden 2 Abtheilungen gemacht) 6 St., so dass die Charge 24 St. im Ofen bleibt und in dieser Zeit 4400 kg durchgesetzt werden mit 710 kg Steinkohlen; Verminderung des Schwefelgehaltes im rohen Erze von 15—16 Proc. auf 4—5 Proc. im gefritteten Röstgute in Gestalt einer dunkelgrauen zähflüssigen Masse; Zusatz von etwa 400 kg Kanalstaub oder Bleiasche pro Tag und Ofen auf die untere Sohle; durchschnittlich 162 kg Kohlen auf 1000 kg Erz. — Verschmelzen von 100 Thln. Röstgut mit 48—50 Proc. Puddelschlacken mit 55 Proc. Eisenoxyd, 25—30 Proc. Kalkstein, 1—2 Bleischlacken mit 14 Proc. Pb, 10 Proc. Bleistein mit $3^1/_2$ Proc. Pb und 25 Proc. Cokes in einem 6förmigen Pilz'schen Tiegelofen von 4.10 m Höhe und 1.55 m mittlerer Weite und in eben so hohen Oefen mit grösserem und kleinerem quadratischen Querschnitte von resp. 1.40 und 1.20 m im Quadrat und mit 4 und 2 Wasserformen; Vorhandensein eines separaten Blei- und Schlackenstiches,

---

1) D. R. P. v. 7. Aug. 1877. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 412; 1868, S. 312, 339; 1870, S. 79, 92. 3) Ebend. 1870, S. 79, 94, 123, 132, 191. 4) Ebend. 1870, S. 191; 1871, S. 424. 5) Ebend. 1876, S. 365. 6) Blei- und Silbergewinnung in Engin. and Mining Journ., New-York, Vol. 14, Nr. 12 u. 13.

eines die Gichtgase in die Esse abführenden Kanales von 2000 m Länge und von resp. 3, 2 und 1 seitlichen Chargirthüren im Gemäuer; Chargengrösse 25 Schaufeln voll Beschickung und 12 Schaufeln Cokes; gemeinschaftliches Abstechen von Schlacke mit 0.2—0.4 Proc. Pb und 14—16 Proc. Stein vom Erze in einen Gusseisentopf; Schlacken mit über 0.5 Proc. Pb und Stein mit über 4 g Ag in 100 kg gehen ins Schmelzen zurück; Durchsetzquantum der grossen Oefen in 24 St. an 40 000 kg Beschickung und Erfolg von 12 000 kg Werkblei, der kleinen resp. 20 000 und 6000 kg; Entsilberung des Werkbleies mit 800—1000 g Ag in 1000 kg mittelst Zinkes in 8000 kg Pb fassenden Gusseisenkesseln von 1.55 m oberem Durchmesser und 80 cm Tiefe bei 3 cm Wandstärke; Einschmelzen des Werkbleies, Entfernung der Schlicker nach Kalkzusatz, Steigerung der Temperatur auf etwa 500° C., Zusatz von 50 kg Zink, 1stündiges Durchrühren des Metallbades, Abkühlenlassen, Entfernung des Zinkschaumes vom 600—500 g Ag enthaltenden Bleie, noch 2—3 maliger Zusatz von Zink (resp. 25, 12 und 8—6 kg), bis in 1000 kg Pb nur noch 10 g Ag vorhanden, wo dann durchschnittlich 1.4 Proc. Zink vom eingesetzten Werkbleiquantum verbraucht sind; Wiederverwendung des 3. und 4. Zinkschaumes. Behandlung des Armbleies mit Wasserdampf in erst bedeckten, dann offenen Kesseln, erstere mit einem Flugstaubrohre und einer Staubkammer in Verbindung; die Bleikrätzen mit etwa 80 Proc. Bleioxyd aus den bedeckten Kesseln geben nach dem Sieben Farbgelb erster Qualität, das Pulver aus den Röhren solches zweiter Qualität; Kennzeichen für den beendigten Dampfprocess: Verschwinden des Antimonspiegels, gleichmässig weissgraue Farbe der Oberfläche und Regenbogenfarben auf einem Probeblocke. Erfolg von ca. 82 Proc. Blei als Kaufblei und in den Oxyden, 8.60 Proc. Schlicker beim Einschmelzen des Werkbleies, von 11.29 Proc. Oxyden beim Dampfen bei einem Zinkverbrauche von 1.38 Proc. auf das eingesetzte und 1.48 Proc. auf das fertige Blei; Kohlenverbrauch 29.76 Proc. auf das Werkblei und 31.53 Proc. aufs Kaufblei. Ein Kesseleinsatz von 8000 kg Werkblei liefert bei 26.19 Proc. Abgang ca. 6000 kg Kaufblei. — Saigern des Zinkreichschaumes unter Umrühren in den Schmelzkesseln, Verschmelzen von 100 Thln. mit 4.56 Proc. Bleischlacken, 1.87 Proc. Bleistein und 1.45 Proc. Eisenschlacken in einem kleinen Schachtofen auf Reichblei mit durchschnittlich 16 602 g Ag in 1000 kg Pb und Schlacken mit 5—6 Proc. Zn; Abtreiben des Reichbleies im englischen Treibofen (S. 287). — Verfrischen der antimonhaltigen Oxyde vom Dampfen nebst dem nach dem ersten Dampfen beim Absieben des Farbgelbs abgeschiedenen Bleie in einem Flammofen unter Zusatz von wenig Kohle auf silberfreies Verkaufsblei zweiter Qualität und antimonreiche Schlacke, welche gemeinschaftlich mit der antimonhaltigen Schlacke vom Glättefrischen (S. 287) im Schachtofen auf Hartblei verschmolzen wird mit 5.55 Proc. Bleischlacke, 2.54 Proc. Bleistein und 1.91 Proc. Eisenschlacken unter Zusatz von mit Kalk zu Briquettes eingebundenen Arsenrückständen aus Anilinfarbenfabriken behufs Abscheidung eines Nickelgehaltes in einem speiseartigen Stein. — Raffination des Hartbleies mit 4.5 Proc. Sb in einem Flammofen mit gusseiserner Pfanne von 2.20 m Länge, 1.40 m Breite, 28—30 cm Höhe und 1 cm Stärke; Stichöffnung am tiefsten Punkte mit nach Aussen führendem eisernen Rohre, mit Knochenasche vollgestopft und mit einem Eisenstabe in der Mitte, nach dessen Wegziehen der Bleiabfluss erfolgt. Einschmelzen von 2000 kg Hartblei unter Zusatz von etwas Kalk, Zuleiten von Wasserdampf mittelst eines durch die Ofendecke gehenden und etwa 5—10 cm ins Metallbad tauchenden Rohres, bis sich Glätte zeigt, wo dann Hartblei mit 11—14 Proc. Sb resultirt. Das Arm- oder Weichblei von der Zinkentsilberung enthält 0.00120 Sb, 0.00120 Cu, 0.00019 Zn, 0.00090 Fe, 0.03133 Bi, 0.00042 Cd, Spuren Ag und As. — Gegen das frühere Pattinsoniren hat man beim Zinkprocesse nachstehende Vortheile erzielt: weniger Kessel, weniger und minder geschickte Arbeiter und damit Lohnersparung, silberärmeres und nahezu kupferfreies Blei bei zulässiger Gewinnung eines Gold- und Kupfergehaltes, mindere Bleiverflüchtigung und gesündere Arbeit, Nichterforderniss des Haltens grosser Vorräthe von Zwischenproducten.

Braubach. Schmelzen des Zinkschaumes (S. 313) mit 30 Proc. Schweissofenschlacken, Kalkstein und Bleischlacken in einem 3förmigen 0.78 m weiten und 4.7 m hohen Ofen. Braubach.

Ems. Verschmelzen des Schaumes mit der doppelten Schlackenmenge (halb Schweiss-, halb Bleischlacke) bei 13 mm Quecksilberpressung und dunkler Gicht, Rauch enthält 40 g Ag in 100 kg; Eisensauenbildung sehr unbedeutend. Ems.

Oberharz.[1]) Hier angestellte Schmelzversuche ergaben minder gute Resultate, Oberharz.

1) Berggeist 1870; Nr. 22, 91.

als das Eintränken des gesaigerten Zinkschaumes, während in Tarnowitz dieser Process den Destillationsprocess verdrängt hat (S. 314).

Behandlung mit Chlorverbindungen.

d) Durchrühren des Silberschaumes mit Chloralkalien. Wegen Ausführung bei niedriger Temperatur ist dieses Verfahren mit nur geringen Silber- und Bleiverlusten verbunden, dauert aber lange und eignet sich deshalb nur für kleinere Productionen.

Beispiel. Call.

Call.[1]) Einschmelzen von 1500 kg silberhaltigem reinerem Schaume vom zweiten und dritten Zinkzusatze (der erste unreinere gold- und kupferhaltige Schaum wird im Schachtofen geschmolzen, S. 218), in einem elliptischen Kessel, Durchrühren mit 450 kg Stassfurter Carnallit und 150 kg Salmiak bei etwa 400° C., wobei sich Chlorzink, Ammoniak und Reichblei bilden, Abstechen des letzteren, nochmaliges Schmelzen des noch silberhaltigen Rückstandes mit 250—300 kg Schaumblei, Erfolg von 1500 kg Reichblei mit 2.7 Proc. Ag; Verschmelzen des endlichen zinkischen Rückstandes mit 8—10 Proc. Bleigehalt mit dem unreinen Kupferschaume im Schachtofen (S. 218).

Nasser Weg.

e) Behandlung des Zinkschaumes auf nassem Wege. Die Behandlung des Zinkschaumes oder der beim Dampfen desselben erhaltenen Oxyde mit Schwefel- oder Salzsäure ist meist wieder verlassen, weil beigemengtes Blei die Auflösung erschwert[2]), Silber und Blei davon angegriffen werden, das Zink in Gestalt eines schwierig zu verwerthenden Zwischenproductes erfolgt und tödtlich wirkender Arsenwasserstoff[3]) bei einem Arsengehalte von Erz oder Zink sich bilden kann.

Beispiele. Havre.

Havre (S. 313). Absieben der Bleitheile von den Oxyden, Behandlung der letzteren mit Salzsäure von 12° B. in einem Bottich, Decantiren der Chlorzinklösung, welche durch Fällen mit feingepulvertem, kohlensaurem Kalke auf Zinkweiss[4]) benutzt wird, und Schmelzen des getrockneten Rückstandes in eisernen Kesseln, wobei sich Werkblei unter einer Schicht von Chloriden abscheidet, welche abgeschöpft und im Flammofen mit Kalk und Kohle reducirt wird.

Call.

Call.[5]) Früher Eindampfen silberreicher Oxyde mit Salzsäure, bis die Masse dickflüssig wird, dann Zusatz von Zinkschaum, welcher noch metallisches Blei und Zink enthält, wobei sich Chlorblei und metallisches Zink zu Chlorzink und Blei umsetzen.

Roswag's Verfahren.

Roswag's Verfahren.[6]) Raffination des Werkbleies mit gepresster Luft (S. 126), Entsilberung desselben mit Zink, Saigern des Zinkschaumes, Reinigen des erfolgenden Bleies wie angegeben, Behandeln des gesaigerten Schaumes mit Salzsäure, Einschmelzen des ausgewaschenen Blei und Silber enthaltenden Rückstandes, Einleiten von Luft zur Umwandlung des Bleies in Glätte, und Lösen derselben in Holzessigsäure, wobei bleiisches Gold-Silber zurückbleibt, welches gefeint wird. Ein ähnliches Verfahren wenden Maria y Garcia[7]) an.

Ammoniakprocess.

f) Behandlung des Zinkschaumes nach Cordurié-Schnabel's Verfahren.[8]) Dasselbe besteht darin, den abgesaigerten flüssigen Zinkschaum mit Wasserdampf zu behandeln, wobei Reichblei zum Abtreiben und Oxyde (Gemenge von Zink- und Bleioxyd mit Werkblei) erfolgen, aus welchen letzteren mittelst kohlensauren Ammoniaks das Zinkoxyd extrahirt und unter Regeneration des Ammoniaksalzes basisches Zinkcarbonat gewonnen wird. Dieses Verfahren gestattet ein vollkommeneres Silberausbringen als das blosse Dampfen, giebt eine nutzbare Zinkfarbe und eine Verunreinigung der Glätte findet nicht statt, wie sie beim Eintränken der Oxyde beim Abtreiben eintritt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 423. 2) Ebend. 1868, S. 329. 3) Ebend. 1869, S. 347. 4) Berggeist 1867, Nr. 47. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 218. 6) Ebend. 1878, S. 79. 7) Ber. d. deutsch. chem. Gesellsch. 1880, S. 830. B. u. h. Ztg. 1880, S. 315. 8) D. R. P. v. 7. Aug. 1877. Schnabel, die metallurg. Processe der Silbergewinnung aus silberhaltigem Blei und Zink u. s. w. Jena 1880. Preuss. Ztschr. 1880, Bd. 28, S. 262.

Beispiel. Lautenthal.

Lautenthal. Saigern des Zinkschaumes bei möglichst niedriger Temperatur während 6—8 St. in einem Kessel, Abheben des Zinkstaubes mit $2^1/_2$—3 Proc. Ag vom silberhaltigen Blei mit gewöhnlich 0.12 Proc. Ag, auf welchem sich beim Erkalten eine Silber und Zink enthaltende Kruste absetzt, welche beim Zinkzusatze bei Entsilberung des Werkbleies zugesetzt wird; Entsilberung des noch 0.003 Proc. Ag enthaltenden Saigerbleies in früher (S. 311) angegebener Weise mittelst Zinkes zu 0.0005 Proc. Ag, indem man den Zinkzusatz nach dem durch eine Probe gefundenen Silbergehalte nach der früher mitgetheilten Tabelle (S. 309) normirt; Behandlung des Gold und Kupfer enthaltenden Zinkschaumes in gleicher Weise durch Saigerung und Entsilberung des 0.4 Proc. Ag enthaltenden Kupferschaumes durch zwei Zinkzusätze auf resp. 0.02 und 0.0004 Proc. Ag bei nachfolgender Raffination mittelst Wasserdampfes. — Wasserdampfen des Zinkschaumes mit $2^1/_2$—3 Proc. Ag, welcher noch so viel Blei enthalten muss, dass dasselbe den grössten Theil des Silbers aufnehmen kann; Einschmelzen während 6—7 St. von 5000 kg Zinkstaub mit etwa 20 Proc. Zn und 80 Proc. Pb (oder Kupferstaub) im Kessel mit Haube bei Luftabschluss (besondere Einrichtung der Haube zum Schutze gegen Explosionen durch reichlicher entwickelten Wasserstoff: grössere Höhe und stärkeres Eisenblech, als beim Dampfen des Armbleies, besondere Oeffnung zum Einlassen von Dampf zur Austreibung angesammelten Wasserstoffgases, stark ansteigendes Rohr nach einer Flugstaubkammer mit Wasserverschlüssen), Einleiten von Wasserdampf zugleich in und über das Metallbad während 3—4 St., bis eine Probe nicht mehr lappt und keine Zinkflamme zeigt (S. 121), Abkühlenlassen, Entfernung der Haube, Absperren des Wasserdampfes, Abheben der Oxyde mit durchschnittlich 40 Proc. Zinkoxyd neben antimonsaurem Bleioxyd, geringen Mengen Kupferoxyd und etwas unzersetzter Legirung, Erfolg von etwa 3000 kg Reichblei mit $3^1/_2$—4 Proc. Ag und 2300 kg Oxyden mit $2^1/_2$ Proc. Ag aus 5000 kg Legirung. — Extraction der Oxyde nach Schnabel mit kohlensaurem Ammoniak: Sieben der Oxyde, Zusatz der abgesiebten Bleitheile beim nächsten Einschmelzen von 5000 kg Zinkstaub; Behandlung von 2000 kg Oxyden in einem geschlossenen cylindrischen Lösegefässe aus Schmiedeeisen mit Rührer 12 St. mit Ammoniumcarbonatlösung (1 Thl. festes Ammoniumcarbonat in $3^1/_2$ Thln. Wasser gelöst, löst 30 Proc. seines Gewichtes Zinkoxyd, somit bei 30 Proc. Ammoniak enthaltendem Ammoniumcarbonat des Handels sättigt 1 Gewichtstheil in letzterem enthaltenen Ammoniaks sich mit 1 Theil Zinkoxyd), Einleiten der Zinklösung in ein Montejus, Pressen derselben aus diesem mittelst Dampfdruckes durch eine Filterpresse in ein Fällgefäss von der Einrichtung der Lösegefässe, in welchem zur Ausfällung eines Kupfergehaltes an einer Welle mit Zinkplatten gefüllte Säcke hängen, welche mit der Lösung, bis sie keine blaue Farbe mehr zeigt, 12—20 St. in Berührung bleiben; Abdestilliren des kohlensauren Ammoniaks durch in die Destillirgefässe eingeleiteten Wasserdampf von 4—5 Atmosphären Spannung, dann Abführung der Dämpfe — zur früheren Condensation des Wasserdampfes und Erzielung einer concentrirten Ammoniumcarbonatlösung durch Dephlegmation — in eine aufwärtssteigende Schlange oder ein Gefäss, welches durch dasselbe umgebendes Wasser auf 50—60° C. gehalten wird, bei welcher Temperatur sich der Wasserdampf condensirt, während eine Vereinigung von Kohlensäure und Ammoniak, welche bei der Destillation entbunden sind, noch nicht stattfindet, wohl aber in dem mit der Schlange verbundenen Condensator, einem parallelepipedischen schmiedeeisernen Gefässe, in welchem die Temperatur durch eine mit kaltem Wasser gefüllte Kühlschlange erniedrigt wird. Durch gleichzeitige Einleitung von Kohlensäure in den Condensator wird die aus Zinkoxyd gegangene Kohlensäure ersetzt; Ableiten der Gase u. s. w. aus dem Condensator in 3 Woulff'sche Flaschen und schliesslich in ein mit Schwefelsäure gefülltes Gefäss; Abscheidung von basischem Zinkcarbonat beim Kochen der Flüssigkeit im Destillirgefässe mit conischem Boden; Ablassen der ammoniakfreien Flüssigkeit mit dem darin suspendirten Zinksalze bei geschlossenem Hahne im Gasabführungsrohre nach etwa 20 St. durch ein Rohr im Boden des Destillirgefässes mittelst Dampfdruckes von $^1/_2$ Atmosphäre in einen Kasten ausserhalb des Gebäudes, Klärenlassen, Abhebern der einige Hundertstel Proc. Ammoniak enthaltenden Flüssigkeit vom Bodensatze und Benutzung derselben zum Speisen des Dampfkessels; Glühen des Zinkcarbonates in einem Muffelofen und Erfolg von etwas gelblichem, vorzüglich deckendem Zinkweiss; Eintränken der silberreichen Rückstände von der Extraction beim Abtreiben der Reichwerke. Terrassenförmige Stellung der Apparate, zu unterst 2 Destillirgefässe, darüber seitwärts 2 Fällgefässe, darüber 2 Lösegefässe; 1 Montejus zwischen den Löse- und Fällgefässen; 2 Filterpressen vor den Fällgefässen; über jedem Lösegefässe seitwärts ein Conden-

sator und etwas höher 3 Woulff'sche Flaschen. Rohre mit luftdichten Hähnen stellen die Verbindung zwischen den einzelnen Gefässen her.

Armblei-raffination. 3) Raffination des zinkischen Armbleies. Diese geschieht auf die S. 118 angegebene Weise seltener durch Schmelzen mit Puddelschlacken im Schachtofen, als durch Behandlung mit Chlorverbindungen, Wasserdampf (Mechernich, Oberharz, Tarnowitz), oxydirendes Schmelzen im Flammofen (Commern, Pise, Chicago, Germaniawerke in Utah), Polen und Zusatz von Glätte (Braubach). Von der Zusammensetzung solcher Bleie und ihrer Reinheit im Vergleiche zu Pattinsonblei war bereits die Rede (S. 122, 127, 128).

II. Abtheilung.

Nasse Processe.

Umfang. **107. Allgemeines.** Zu den nassen Processen, von deren Vorzügen und Schattenseiten bereits die Rede war (S. 253), gehören Amalgamations-, Auflösungs-, Fällungs- und Säureextractionsprocesse, bei deren Auswahl Erzbeschaffenheit, Materialpreise, sowie Lokalverhältnisse hauptsächlich maassgebend sind.

1. Abschnitt.

Amalgamationsprocesse.

Wesen der Amalgamation. **108. Modificationen.** Dieselben beruhen darauf, dass das metallische Silber vom Quecksilber aufgenommen wird und das gebildete Amalgam beim Glühen unter Verflüchtigung von Quecksilber Silber zurücklässt. Da das Silber meist vererzt, an Schwefel, Antimon, Arsen u. s. w. gebunden vorkommt, so muss dasselbe vor der Vereinigung mit Quecksilber erst frei gemacht werden.

Dieses kann geschehen:

1) Durch Umwandlung des vererzten Silbers auf trockenem Wege, durch Rösten mit Kochsalz (Europäische Fässeramalgamation) oder auf nassem Wege durch Chlorationsmittel (Amerikanische Haufenamalgamation, Patioprocess) in Chlorsilber[1]), Zerlegung desselben durch Eisen oder Kupfer (Europ. F.) oder durch Quecksilber (Amerik. H.) und Ansammlung des Silbers im Quecksilber.

2) Durch Rösten mit Wasserdampf zur Abscheidung metallischen Silbers aus Schwefelsilber und Verquickung desselben (Rivot's Process).

3) Durch Zerlegung des Schwefelsilbers direct durch Quecksilber unter Bildung von Schwefelquecksilber und Ansammlung des aus-

---

1) Riotte, über Silbererzchloration in Scient. Amer. V. 24, p. 281.

geschiedenen Silbers in einem Ueberschusse des Quecksilbers (Mühlen- oder Arrastra-Amalgamation).

4) Durch Zerlegung des Schwefelsilbers oder Chlorsilbers mittelst Eisens und Quecksilbers (Pfannenamalgamation), zuweilen unter Anwendung von auflösend, chlorirend u. s. w. wirkenden Reagentien und bei kiesigen und blendigen Erzen einer vorherigen chlorirenden Röstung, am besten in Oefen von Brückner und Stetefeldt.

Während die europäische Amalgamation kiesige, blendige, Antimon und Arsen in gewissen Grenzen enthaltende Erze zulässt, so geben die übrigen Methoden nur dann ein erwünschtes Ausbringen, wenn gediegen oder Schwefelsilber von derartigen Verbindungen möglichst wenig verunreinigt ist (docile und rebellische Erze.)[1] Silberkerate (Chlor-, Brom- und Jodsilber, metales calidos) lassen sich durch Erwärmen mit Quecksilber in kupfernen Kesseln leicht amalgamiren (Heisse oder Kesselamalgamation, Cazoprocess), nicht die Schwefel, Antimon und Arsen enthaltenden (metales frios). Zuweilen sind mehrere dieser Methoden combinirt, z. B. europäisches und amerikanisches Verfahren.

Bei gutgearteten Erzen und hinreichend billigen Quecksilberpreisen gewährt die Amalgamation vor der Verbleiung bei rascherem und vollständigerem Silberausbringen eine Ersparung an Brennmaterial und grössere Uebersichtlichkeit. Vergleichung der Amalgamirmethoden unter einander.

Die mit einem chlorirenden Rösten verbundene Fässeramalgamation zeichnet sich vor der Haufenamalgamation aus durch grösseres Silberausbringen, geringeren Quecksilberverlust durch Verflüchtigung und Nichtbildung von Quecksilberchlorür, Zeitersparniss und Verarbeitbarkeit von für letztere nicht passenden Erzen (Fahlerz, Arsenkies, hochgeschwefelte Erze, Kiese, Blenden), Uebersichtlichkeit des Betriebes, Unabhängigkeit von Thierkraft, geringere Arbeiterzahl, geringere Kosten und geringeren Bedarf an Raum; die Haufenamalgamation kann aber geboten sein in Gegenden, wo es bei billigen Quecksilber- und hohen Kochsalzpreisen an Brennmaterial und Aufschlagwasser fehlt und maschinelle Vorrichtungen schwierig zu beschaffen sind (Mexico). Der Silberverlust[2]) entsteht bei beiden Processen hauptsächlich durch feinzerstreutes (zerschlagenes) Amalgam, welches sich durch Verwaschen der Rückstände mit Kalk zum Theil wieder gewinnen lässt. Ob die Fässer oder die Pfannen vorzuziehen, ist noch nicht entschieden; letztere, eine amerikanische Erfindung und deshalb wohl mit grosser Vorliebe in Amerika angewandt, arbeiten rascher, aber nicht immer mit grösserem Silberausbringen, die Silberbarren aus Pfannen sind in der Regel feiner und geben beim Schmelzen weniger Schlacke, das Erz wird in der Pfanne gleichzeitig fein gemahlen und amalgamirt; die Fässer sind wohlfeiler, bedürfen geringerer Reparaturen und erfordern weniger Kraft bei geringerem Quecksilberverluste, was ihre Nachtheile aufheben kann. Unvollständig geröstete Erze geben in Pfannen ein grösseres Ausbringen als in Fässern, so dass für erstere die Röstung weniger delicat zu sein braucht. Während für die Fässeramalgamation das Röstgut durch Mahlen und Sieben in sehr feinen Zustand versetzt werden muss, ist dieses bei Pfannen weniger nöthig; die Pfannenamalgamation, ein verbesserter Arrastraprocess, eignet sich wie dieser für Gold- und Silbererze, während Fässer- und Haufenamalgamation das Gold unvollständiger ausbringen.

Neuerdings sucht man immer mehr durch Röstung die Pb, Zn, Sb u. s. w. enthaltenden Erze, welche zu den amerikanischen Methoden der Amalgamation in Pfannen, Kesseln, Mühlen und Fässern direct nicht tauglich sind, vorzubereiten und hat man dafür häufig die Röstöfen von Stetefeldt (S. 78) und Brückner (S. 151) wegen billiger Arbeit und Massenproduction gewählt. Bell[3]) lässt die Erze in einer Quecksilbersäule aufsteigen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 280. 2) Ebend. 1866 S. 23. 3) D. R. P. Nr. 8306 v. 13. Juni 1879.

1. Capitel. **Europäische Fässeramalgamation.**

Modificationen.

109. Modificationen. Die Modificationen des Processes[1]) werden hauptsächlich durch die Beschaffenheit des zu verarbeitenden Materiales (Erze, Speisen, Leche, Schwarzkupfer) und ihrer Beimengungen bedingt.

Geeignete Erze.

110. Erzamalgamation. Am geeignetsten sind kiesige, nicht zu silberreiche Dürrerze, deren Schwefelgehalt beim Rösten eine hinreichende Menge Schwefelsäure zur Zerlegung des für die Chlorsilberbildung bestimmten Kochsalzes giebt, was man durch eine Untersuchung des Erzes auf seinen Rohsteingehalt (Rohsteinprobe) erfährt.

Während man in Freiberg früher auf einen Gehalt von 25 bis 30 Proc. Rohstein in der Erzgattirung hielt, so werden in Nevada wegen Mangels an Kiesen Erze mit 6—10 Proc. Rohsteingehalt chlorirend geröstet und dabei 88—91 Proc. des Silbers in Chlorsilber verwandelt.

Bei einem Kalkspathgehalte des Erzes fällt letzteren Falles das Resultat weniger günstig aus. Fehlt es an Schwefelsäure bildenden Substanzen, so schlägt man solche in Gestalt von Schwefelkies, Rohstein, Kupfer- oder Eisenvitriol, seltener Schwefel zu. Zu kiesreiche Erze werden vor der Chloration theilweise abgeröstet.

Schädliche Verunreinigungen im Erze sind namentlich Blei (über 15 Proc.), Wismuth, Arsen, Antimon und Zink.

Dieselben können sich theilweise mit Quecksilber verbinden und ein zähes, von den Rückständen sich schwieriger trennendes unreines Amalgam geben (Blei, Wismuth, Kupfer), beim Rösten eine Sinterknotenbildung (Blei, Wismuth) oder eine Silberverflüchtigung begünstigen (Antimon, Arsen, Zink) oder theilweise in den Rückständen bleiben (Gold, Kupfer, Nickel, Kobalt). Kalk absorbirt Schwefelsäure; Quarz kann Silbersilicat beim Rösten erzeugen, wenn nicht ein Ueberschuss von Kochsalz vorhanden (Arany-Idka). Wegen der möglichen Verluste an Gold[2]) und Kupfer und der nicht unbedeutenden Quecksilberpreise ist die Amalgamation in Europa meist durch billigere und vollkommenere Processe ersetzt (Freiberg, Mansfeld, Ungarn).

Operationen.

Die Amalgamation erfordert nachstehende Operationen:

Zerkleinerung.

A. Zerkleinerung der Erze mittelst Pochwerkes (Batterie) mit hinreichend feinen Sieben und Trocknen des Pochgutes am Besten durch die Ueberhitze des Röstofens.

Beschickung.

B. Beschicken mit Kochsalz, dessen Menge sich einmal nach dem Silber-, dann nach dem Kiesgehalte (Rohsteingehalt) des Erzes richtet, früher in Freiberg, z. B. 10—12 Proc. Kochsalz bei Erzen mit 0.03—0.2 Proc. Ag und 22—26 Proc. Rohstein (durch die Rohsteinprobe ermittelter Gehalt an Einfachschwefeleisen)[3]), in den Vereinigten Staaten 6—7 Proc., bei reichen Erzen bis 20 Proc.; Zusatz des Salzes gleich beim Pochen des Erzes oder Ausbreiten von Erz und Kochsalz in horizontalen Lagen, Umschaufeln, Sieben, Zerklopfen der Gröbe und Abtheilen eines grösseren Postens, z. B. von 7500 kg, in kleinere je nach der Chargengrösse für die Röstung. Bei Mangel an Kiesen Zusatz von Schwefelsäure gebenden Substanzen, z. B. $1\frac{1}{2}$—3 Proc. Eisen-

---

1) Winkler, europäische Amalgamation der Silbererze. Freiberg 1848. American Journ. of mining 1868, Vol. 6, Nr. 13. 2) B. u. h. Ztg. 1861, S. 208. 3) Kerl, Probirbuch 1880, S. 128.

vitriol bei 8—10 Proc. Kochsalz, bei kalkigen Erzen mehr Eisenvitriol, seltener Schwefel in Substanz.[1]) Zuweilen geringer Zusatz von Kupfererz zur Beförderung der Chloration.

C. Rösten[2]) zur Chlorirung des Silbers. Röstung.

Theorie. Beim Erhitzen unter Luftzutritt werden die Schwefelverbindungen, namentlich zuerst der Schwefelkies in Sulfate verwandelt, welche sich entweder direct mit dem Kochsalze in schwefelsaures Natron und Chlormetalle umsetzen oder bei steigender Hitze Schwefelsäure entlassen (S. 70), welche aus dem Kochsalze unter Bildung von schwefelsaurem Natron und schwefliger Säure Chlor austreibt. Dieses zerlegt Schwefelmetalle unter Entweichen von Chlorschwefel in Chlormetalle, welche entweder fest zurückbleiben (Silber, Kupfer u. s. w.) oder mehr oder weniger flüchtig sind (Antimon, Arsen, Wismuth, Zink u. s. w.). Gleichzeitig können Metalloxyde und Metallsalze sich bilden, welche nicht von Chlor, wohl aber von Chlorwasserstoffsäure in Chloride verwandelt werden. Die sich verflüchtigenden Chloride, besonders bei höherer Chloration (Eisen- und Kupferchlorid) geben an Schwefelmetalle, namentlich an Schwefelsilber Chlor ab, desgleichen wirkt verdampfendes Kochsalz auf gewisse Verbindungen chlorirend. Die im rohen Erze enthaltenen Verbindungen können sich in dem fertigen Röstgute in folgenden Zuständen befinden: gediegen Silber und Schwefelsilber als Chlorsilber mit geringen Mengen von Schwefelsilber, sowie antimon- und arsensaurem Silberoxyde, Schwefelkupfer als Oxyd, weniger als Chlorür und vielleicht mit geringen Mengen von antimonsaurem Kupferoxyd und Kupferchlorid; Schwefelkies als Eisenoxyd mit wenig basischem Sulfat und Arseniat; Schwefelmangan als Chlorür und Sulfat; Schwefelzink als Zinkoxyd und wenig Chlorzink, welches sich grösstentheils verflüchtigt hat; Schwefelblei als Sulfat, Antimoniat und basisches Chlorblei, letzteres theilweise verflüchtigt; Schwefelantimon in antimonsauren Salzen und als wenig Chlorantimon, da letzteres zum grössten Theil verflüchtigt ist; Arseneisen als Eisenoxyd mit wenig basisch arsensaurem Eisenoxyd und Eisenchlorid; Arsennickel und Arsenkobalt als basisch arsensaure Salze mit Chloriden und freien Oxyden; Gold[3]) meist metallisch, theils chlorirt oder als Goldoxydnatron-Chlornatrium nach Rössner; Kochsalz als schwefelsaures Natron neben unzersetztem Chlornatrium. Je mehr in Wasser oder Kochsalzlauge lösliche Salze das Röstgut enthält, um so mehr werden aus der Lösung fremde Metalle durch Eisen oder Quecksilber gefällt und dem Amalgam zugeführt.

Zur Zerstörung solcher Salze (namentlich Kupfersalze) muss entweder nach beendigter Chloration die Temperatur stark erhöht oder zur Abkürzung der Zeit besser ein Zuschlag von kohlensaurem Kalke gegeben werden, welcher ohne Chlorsilber zu verändern, unlösliche Oxyde ausscheidet (Arwaca). Auch zieht man lösliche Salze vor der Amalgamation mit heissem Wasser aus. Zur Verminderung der Silberverflüchtigung werden Antimon und Arsen enthaltende Erze wohl für sich todt und dann erst mit Kochsalz und 1—2 Proc. Eisenvitriol chlorirend geröstet; bei kupferhaltigen Erzen bleibt in solchem Falle das Kupfer grösstentheils als Oxyd zurück. Die Silberverluste entstehen auf mechanischem und chemischem Wege, namentlich durch Fortreissen von Chlorsilber durch flüchtige Chlormetalle.

Rivot[4]) hat die chlorirende Röstung gold- und silberhaltiger Erze durch eine oxydirende mit überhitztem Wasserdampfe ersetzt. Nach Poumarède begünstigen Quarz oder Feldspathsubstanz die Chloration.

Zum chlorirenden Rösten der Erze für die Fässeramalgamation oder auch für die Pfannenamalgamation (sowie für oxydirende Röstungen) dienen: Röstöfen.

1) Flammofen, am häufigsten angewandt, als Flammöfen.

a) Discontinuirliche (Krählöfen) in Gestalt von ungarischen (S. 79) und englischen Flammöfen (S. 80), sowie von Mansfelder Doppelöfen (Fig. 163, 164).

---

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 25. 2) G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores etc. San Francisco 1870, p. 19. Plattner's Röstprocesse 1856, S. 257. B. u. h. Ztg. 1871, S. 431 (Silberverlust). 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 325; 1863, S. 336. Küstel, c. l. p. 65. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 277.

b) Continuirlich wirkende Oefen und zwar

α) Handöfen in Form von Fortschaufelungsöfen[1]) (S. 81) und Keith's Ofen[2]), in welchem das Erz auf dem geneigten Herde eines Flammofens schwebend erhalten wird (meist zum oxydirenden Rösten von Golderzen angewandt).

Fig. 163.

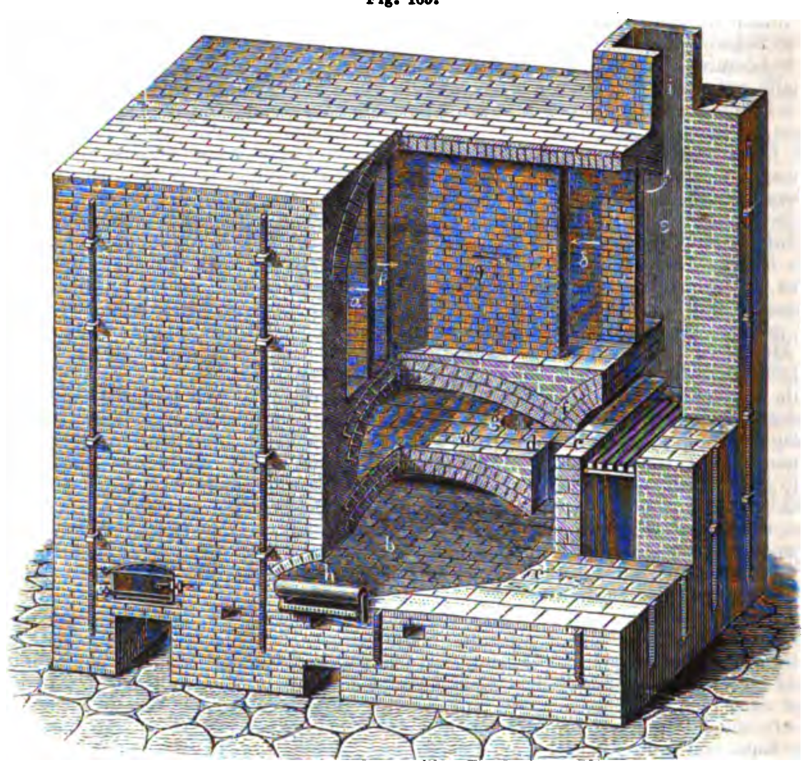


Fig. 164.

a oberer Herd, 2.823 m lang und 3.058 m breit. *b* unterer Herd, 2.563 m lang und 3.006 m breit. *c* Feuerbrücke, 2.066 m lang, 0.262 m breit, 0.314 m über dem Herde und 0.366 m über dem Roste. *d* Fuchskanal zwischen beiden Herden. *f* Gewölbe. *g* Kanal zum Herabfallen des Erzes. *h* Arbeitsöffnung mit Gezähwalze. *i* Esse. α, β, γ, δ Flugstaubkammern. Während früher die Flamme aus dem unteren Herde durch den Fuchskanal in den oberen gelangte, so mündet der Fuchs des unteren Herdes jetzt direct in die Flugstaubkammern und der obere Herd wird nur an der Sohle von dem unteren erhitzt. Schemnitzer Oefen haben zwei Füchse, von denen einer in die Flugstaubkammern, der andere in den oberen Herd geht, so dass man die Flamme beliebig leiten kann.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 129; 1871, S. 195. Dingl. 190, 214, 291, 388. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 244; 1870, S. 416, Taf. 12, Fig. 3 u. 4. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872, S. 36.

In Bailey's Ofen[1]) werden Erze gemeinschaftlich mit Luft durch erhitzte Röhren getrieben.

Der californische Fortschaufelungsofen[2]) hat Herde terrassenförmig über einander; der obere ist 12 m lang und 1.9 m breit, der untere 3.5 m lang und 3.2 m breit. Die Herde liegen zuweilen 3 m übereinander und es fällt dann das Erz in einem feinen Regen auf die untere Herdfläche, wobei es in innigere Berührung mit den salzsauren Gasen kommt. Küstel's Fortschaufelungsofen[3]) bei Almeda unweit St. Francisco ist, um die Arbeit statt seitlich von vorn und gerade aus verrichten zu können, zweimal geknickt, so dass das Gezähe zum Wenden und Fortbewegen des Röstgutes durch die Arbeitsthüren leicht geschieht und stets zwei Arbeiter durch Ziehen und Schieben einander zuarbeiten können, was zur Folge hat, dass dieselben die Röstmanipulationen bald erlernen und in Folge der leichteren Arbeit die Leistung eine bessere ist. Jede Herdabtheilung ist 6 m lang und 2 m breit.

β) **Mechanische Oefen**, bei welchen die Handarbeit durch die billigere Maschinenarbeit ersetzt ist.

a) Oefen mit horizontal rotirendem kreisrunden Herde (Telleröfen). Oefen von Brunton[4]), Kuschel und Hinterhuber[5]), Gibbs und Gelstharp (Fig. 104, 105, S. 151) Kinkele[6]), Hilside[7]) mit 4 Etagen, Ernst[8]) u. A.

b) Oefen mit rotirendem cylindrischem Herde. Brückner's Ofen (S. 151), in Colorado[9]) zum chlorirenden Rösten für die Fässeramalgamation, sowohl für Klein- als Grossbetrieb häufig angewandt, steht dem Stetefeldt-Ofen (S. 78) in der Leistungsfähigkeit nach, besitzt aber eine viel grössere allgemeine Anwendbarkeit, weil in ihm bleiische Erze wegen der langsameren Röstung und verhältnissmässig niedrigen Temperatur weniger zum Sintern neigen und man die Leitung des Röstprocesses besser in der Gewalt hat. Chargen von 1500—2000 kg Erz mit 6—10 Proc. Kochsalz bei 1—2maligem Rotiren des Cylinders pro Sec.

Rivot's Ofen[10]) für Wasserdampfzuführung hat eine ähnliche Construction, desgleichen die Oefen von Vining und Atwood. Smith's (S. 86) und White's Ofen[11]) hat einen schrägen rotirenden Cylinder.

c) Oefen mit festem Herde, auf welchem das Röstgut durch eine Kette ohne Ende, eine Schnecke u. s. w. langsam fortgeschoben wird. O'Harra's Ofen[12]), in Nevada in Anwendung, hat einen geneigten Herd, über welchen das Röstgut durch eine Kette ohne Ende geführt wird. — Wilson's Ofen, aus mehreren zu erhitzenden Cylindern bestehend, von welchen das Erz mittelst archimedischer Schnecke aus dem einen in den andern unter Zuführung von Luft und Dampf gelangt. — Mc Glew's Adlerröstofen[13]) hat einen geneigten Herd und Unterwindfeuerungen darunter.

Das Rösten in Flammöfen pflegt in drei Perioden zu geschehen, dem Anfeuern bei niedriger Temperatur bis zum Erglühen des Erzes, der Oxydations- oder Abschwefelungsperiode, in welcher unter gesteigerter Temperatur man sich vorwaltend aus den Schwefelmetallen Sulfate bilden lässt, und in der Gutröstperiode, wobei in stärkerer Hitze die schwefelsauren Dämpfe und Sulfate auf das Kochsalz einwirken und vorwiegend die Chloration stattfindet. Letztere Periode beginnt, wenn die Entwickelung von schwefliger Säure nachlässt und das Röstgut dunkel wird, und ist beendigt, wenn bei stark aufgelockertem Röstgute die Gasentwickelung aufhört. Die einzelnen Perioden gehen in einander über, namentlich findet auch schon in der zweiten eine Zerlegung des Kochsalzes statt. Man darf nicht zu häufig krählen, weil sonst das Chlorgas zu rasch aus der Masse entweicht. **Röstverfahren.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 248. 2) Dingl. 190, 214, 291, 388. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 136. Preuss. Ztschr. 27, 150. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 355. Specifications 1869, Nr. 3074. 5) Kärnthner Ztschr. 1871, S. 169. B. u. h. Ztg. 1871, S. 320. 6) Scientif. Amer. 1868, p. 97. 7) Scientific Press, San Francisco, 1871, Vol. 23, Nr. 11. 8) Küstel, c. l. p. 93. 9) Preuss. Ztschr. Bd. 27, S. 170 (Koch). 10) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. Hague, Min. Indust. 1870, p. 609. 11) B. u. h. Ztg. 1871, S. 364. 12) B. u. h. Ztg. 1869, S. 282. Küstel, c. l. p. 97. Hague, Min. Indust. Washington 1870, p. 256. 13) B. u. h. Ztg. 1873, S. 381.



Man erhielt z. B. in einem rotirenden Ofen 15 Proc. Chlorsilber weniger, als in dem langsam rührenden O'Harra'schen Ofen, welcher 91—94 Proc. Chlorsilber gab. Bei einer gut verlaufenen Röstung erhält man über 90 Proc. Silber als Chlorsilber und wenig basische Chlormetalle.

Röstproben. Zur Beurtheilung des Ausfalles der Röstung werden folgende Proben angestellt: Abwägen einer kleinen Menge Röstgut, Ansieden und Bestimmen des Gesammtsilbergehaltes; Auslaugen einer zweiten Probe auf dem Filter mit einer heissen Lösung von unterschwefligsaurem Natron, so lange Schwefelnatriumlösung im Filtrate noch einen Niederschlag zeigt, Auswaschen des Rückstandes mit heissem Wasser, Trocknen und Ansieden desselben, wo sich dann der Gehalt an unchlorirtem Silber ergiebt.

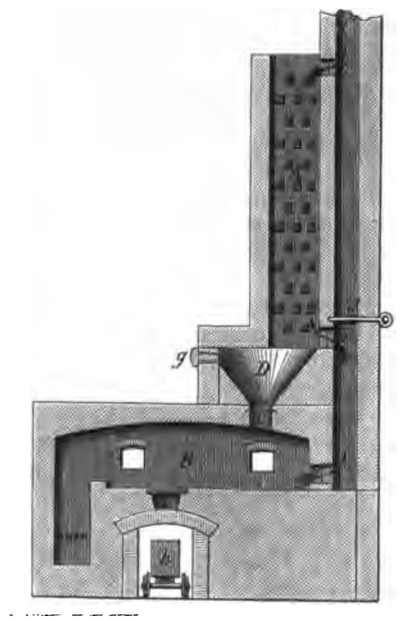
Statt unterschwefligsauren Natrons kann man auch heisse Kochsalzlösung zur Solution des Chlorsilbers nehmen, bis das Filtrat auf blankem Kupferbleche keinen bläulich weissen Fleck mehr giebt und sich beim Verdünnen mit Wasser nicht trübt. Nolte [1]) zieht das Chlorsilber mit Ammoniak aus, scheidet dasselbe durch Zusatz von Salpetersäure ab und taxirt dessen Menge in einer ausgezogenen graduirten Proberöhre nach der Höhe des Absatzes.

Muffelöfen. 2) Muffelöfen. Seltener in Anwendung, z. B. in Colorado [2]) mit 22 m langer und 2.2 m breiter Muffel, namentlich für Golderze.

Schachtöfen. 3) Schachtöfen, hauptsächlich in Gestalt des Stetefeldt'schen Ofens in den Ver. Staaten angewandt, in welchem man ein Gemenge von Erz und Kochsalz, wohl sehr vortheilhaft mit Schwefel [3]), herabfallen lässt.

Stetefeldt's Ofen [4]) (S. 87) zeichnet sich durch Massenproduction (in 24 St. an 20 000 kg und mehr), Zulassung einer starken chlorirenden Wirkung (bis 92 Proc. chlorirtes Silber), geringere Röstkosten und geringen Brennmaterialverbrauch vor Flammöfen aus. Betriebskosten eines Flammofens zu Reno (Nevada) 11—12 Doll. per t (1015 kg) Erz, im Stetefeldtofen 3.52 Doll., Verbrauch von 6 Proc. Kochsalz.

Fig. 165.



Grosby's Ofen [5]) von 3.1 m Länge, 2.2 m Breite und 3.1 m Tiefe mit durchlöchertem Boden; Einstecken von Holzstangen in die Löcher, Umgeben der Stangen mit dem mittelst Seewassers angefeuchteten und mit geschnittenem Strohe gemengten Erz, Herausziehen der ersteren und Feuern unterhalb des Bodens, von wo die Flamme durch die Kanäle im Erze (40 600 kg) während 48—60 St. zieht. — Kent [6]) presst Ziegel aus einem angefeuchteten Gemenge von Erz mit 3 Proc. Kochsalz und brennt diese in einem Schachtofen.

Combinirte Schacht- u. Flammöfen. 4) Combinirte Schacht- und Flammöfen. Dieselben lassen bei zweckmässiger Einrichtung eine genauere Regelung der Röstung zu.

Deetken's Ofen (Fig. 165). *A* Gerstenhöfer'scher Ofen (S. 148), aus welchem das von den Trägern herabfallende Erz in den Trichter *D* und von da durch die Oeffnung *e* in den Flammofen *B* gelangt, während die

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 7. 2) Ebend. 1870, S. 449. 3) Ebend. 1872, S. 25. 4) Ebend. 1868, S. 14, 185; 1870, S. 101; 1871, S. 195; 1876, S. 142. The Stetefeldt Furnace and the Howell Furnace compared. San Francisco, Bosqui et Co., 1880. 5) B. u. h. Ztg. 1872, S. 26. 6) Ebend. 1866, S. 245.

Chlorgase bei geschlossenem Schieber *d* durch *a* und *b* in den Ofenraum *A* und durch *c* in den Schornstein *C* gelangen. *f* Auszugöffnung. *h* Förderwagen. *g* Schauöffnung oder Luftzuführungsöffnung.

D) Zerkleinern des Röstgutes: Abrättern der Röstgröbe im Durchwurfe mit 27.4 qcm grossen Löchern, Sieben des Durchfalles durch ein Cylindersieb (Fig. 166, 167) mit etwa 12 Löchern auf den qcm, Mahlen des Siebmehles auf Erzmühlen mit Granitsteinen und Cylinderbeuteln, Schroten der Röst- und Siebgröbe auf Mühlen und Zusatz des Zerkleinten beim Erzrösten. **Röstgutzerkleinerung.**

Fig. 166.

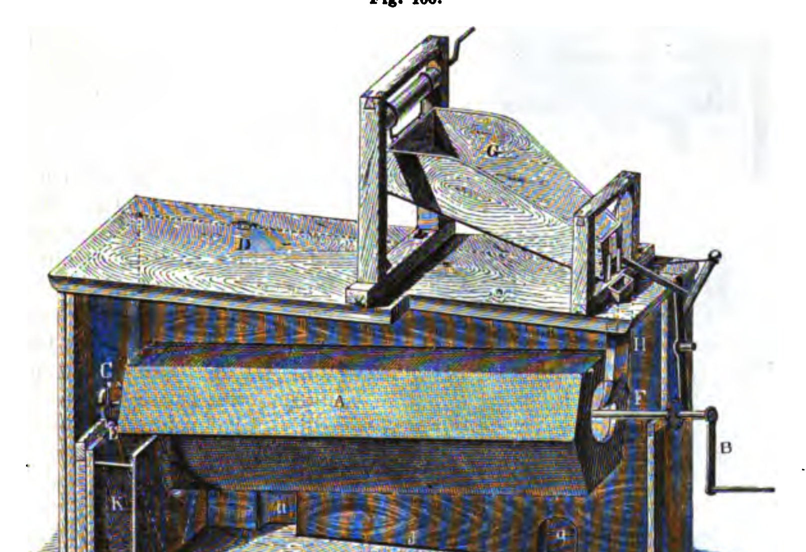


Fig. 167.

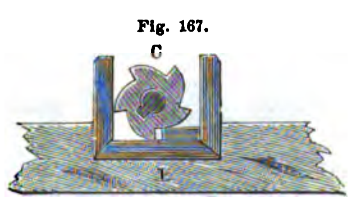


Fig. 166, 167. *A* Sieb mit etwa 5° Neigung mit Kurbel *B*. *D* staubdichter Kasten. *C* Schnecke an der Kurbelaxe, in einem unterbrochen gradlinigten Lager (Schlag) *E* langsam steigend und rasch fallend zur Hervorbringung einer stossweisen Erschütterung. *F* hölzerne Schnecke vorn an der Kurbelaxe zur schüttelnden Bewegung des Rumpfes *G*. *H* Lutte. *J* Abtheilung im Kasten *D* zur Ansammlung des Siebfeinen, *K* desgleichen für die Gröbe. *a* Ausräumeöffnungen, mit Schiebern versehen.

E) Anquicken des Röstgutes. Diese Operation, das Behandeln des Mühlmehles mit Eisen, Quecksilber und Wasser umfassend, geschieht in eichenen rotirenden, mit starken Eisenreifen umbundenen Fässern (Fig. 168), von etwa 0.9—1.3 m Durchmesser und zur grösseren Haltbarkeit, sowie besseren Mengung der Massen im Bauche mit eingetriebenen, inwendig hineinragenden Holzpflöcken versehen. **Anquicken.**

Seltener steht das Quickfass fest und es werden in demselben unter Zuführung von Wasserdampf Eisen- oder Kupferplatten mittelst eines Rührwerkes bewegt (Dampfquickfass[1]) von Veatch). Zur Verminderung des Quecksilberverlustes ist empfohlen, das gebildete Amalgam durch galvanische Thätigkeit[2]) auf Kupfer niederzuschlagen.

Fig. 168.

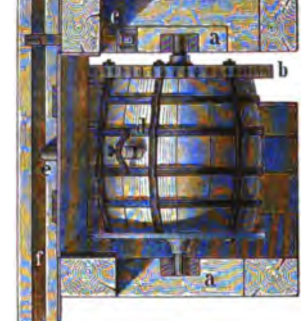
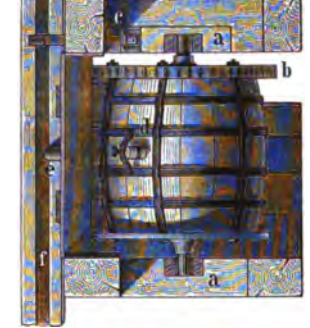



Fig. 168. *a* Zapfenlager, deren eines durch die Schraube *c* verschiebbar ist, um die Zahnscheibe *b* aus dem Kammrade von etwa 2 m Durchmesser rücken zu können. *d* mit Bügel und Schraube verschlossener Spund. *e* Rohr zum Ablassen des Amalgams in die Rinne *f*.

Manipulationen.

Die Einrichtung einer, z. B. früher in Freiberg bestandenen Amalgamirvorrichtung[3]) (Fig. 169, 170) ergiebt sich aus der Beschreibung der folgenden einzelnen Manipulationen:

Quickbreibildung.

1) Versetzung des Silbers in metallischen Zustand (Quickbreibildung). Einlassen von etwa 150 kg Wasser aus dem Behälter *E* oder einer Röhrenleitung mittelst eines Gerinnes in das Fass *c*, dann 500—700 kg Röstgut aus dem 0.94 m hohen und 1.1 m weiten Kasten *D* durch die Lutte *d* und den mit Blechrohr versehenen Zwillichsack *e*, Zusatz von 50—55 kg Stabeisen in einzölligen Stücken (bei kupferreichen Erzen statt Eisens wohl Kupfer[4]), um die Bildung eines kupferreichen Amalgams zu verhüten), Schliessen des Spundes *r*, Eingreifenlassen des auf der Wasserradwelle *S* sitzenden Kammrades *M* in die Zahnscheibe *m* auf dem Fasse und Rotirenlassen desselben während 2 Stunden 10—12 mal pro Min., bis der Quickbrei die gehörige, honigartige Consistenz erhalten hat und eine genommene Probe nicht zu schnell von einem Stabe herabfliesst.

Fig. 169.

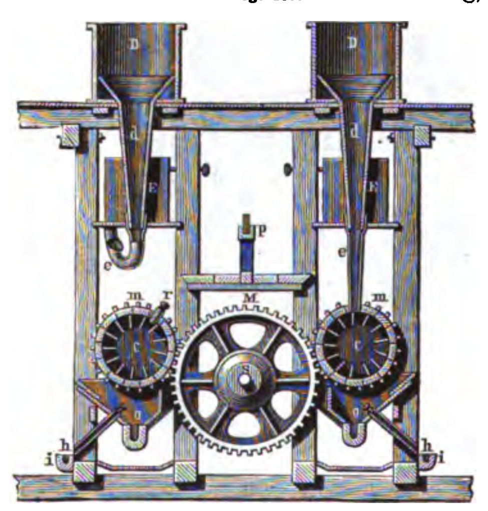
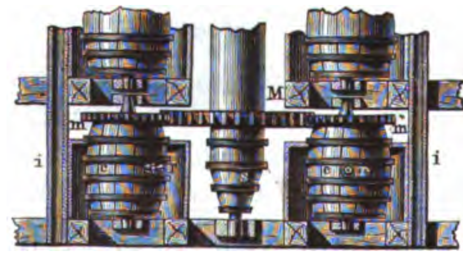


Fig. 170.



Beim Verquicken lösen sich in Wasser und der entstandenen Kochsalzlauge lösliche Salze auf; aus dem Chlorsilber, in Kochsalzlauge gelöst, wird durch Eisen metallisches Silber unter

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 107. 2) Ebend. 1874, S. 91. 3) Berggeist 1869, Nr. 98 (Einrichtung und Kosten). 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 487.

Wärmeentwickelung ausgeschieden, gleichzeitig werden andere Chlormetalle durch ersteres zerlegt und ihr Radikal verunreinigt demnächst das Amalgam (Gold, Kupfer, Blei, Antimon u. s. w.); höhere Chloride (von Eisen, Kupfer) gehen in Berührung mit Eisen in niedrigere über, wodurch demnächst Quecksilberverlust durch Calomelbildung verhütet wird, andere bleiben unzerlegt (von Nickel, Kobalt, Zink, Mangan). Durch Einwirkung von Eisen- und Kupferchlorid auf das kohlenstoffhaltige Eisen können Kohlenwasserstoffgase entstehen.[1])

Verquicken.

2) Verquickung des Silbers. Zulassen von 150—250 kg Quecksilber aus der Röhrenleitung *p* in das Fass und 18—20 Stunden langes Rotirenlassen bei 20—22 Umgängen pro Min., bis das Silber möglichst vollständig ins Quecksilber übergegangen ist (Nehmen einer Schöpfprobe mittelst eines Tiegels von mehreren Seiten, Verwaschen derselben in einer Schüssel mittelst der Hand, Abgiessen der Trübe in eine Schüssel und Probiren des abgesetzten Rückstandes auf Silber, dessen Gehalt Z. B. zu Arany-Idka 0.004 Proc. bei gutem Verlaufe des Processes beträgt).

Beim Verquicken wird das metallische Silber vom Quecksilber aufgenommen, letzteres erzeugt in Contact mit Eisen und der Lauge als feuchtem Leiter eine galvanische Thätigkeit und unter Wärmeentwickelung werden noch vorhandene Chlormetalle, namentlich Chlorsilber zerlegt und ihre Radikale ins Amalgam geführt. Von einem Goldgehalte gewinnt man etwa nur die Hälfte im Amalgam. Die Silberverluste rühren meist von verschlagenem Amalgam her. Bemerkt man solches von graulich-schwarzer Farbe, so giebt man wohl mehr Eisen ins Fass, vermehrt dagegen die Geschwindigkeit desselben, wenn sich das Quecksilber als weisser Schaum zeigt.

Amalgamabsonderung.

3) Absonderung des Amalgames von den Rückständen. Verdünnung des Fassinhaltes mit Wasser, Rotirenlassen der Fässer während $1^1/_2$—2 St. 8—9mal pro Min., Arretiren derselben bei nach unten befindlichem Spunde, Oeffnen eines mit Eisenzapfen verschlosse-Loches im Spunde, wobei das Amalgam in ein Gefäss fliesst (Ungarn) oder mittelst eines eingesteckten Schlauches dem Rohre *h* (Freiberg) und durch die Rinne *i* der Amalgamkammer zugeführt wird, Schliessen der kleinen Spundöffnung, wenn Rückstände kommen, völliges Oeffnen des Spundloches zum Ablassen der Rückstände, ohne dass Eisen herausfällt, nach *o*, von wo sie durch eine Rinne in einen Waschbottich fliessen und unter Wasserzuführung mittelst eines Rechens aufgerührt werden, wobei sich ein unreines Amalgam (Waschbottichamalgam) absetzt; Concentriren der Laugen und Versieden auf Glaubersalz, etwaiges Verschmelzen gold- und kupferhaltiger Rückstände.

Verarbeitung des Amalgams.

4) Gewinnung des Silbers aus dem Amalgame. Diese geschieht

a) durch Verwaschen des Amalgames in Schüsseln (Ungarn), Fässchen (Freiberg) und Trögen;

b) durch Pressen des Amalgames zur Abscheidung überschüssigen Quecksilbers in Leder- oder Zwillichbeuteln durch Drehung derselben mit der Hand (Freiberg) oder durch Pressen mittelst Schraube oder einer hydraulischen Presse in einer Barchenthülle in einem Cylinder von durchlöchertem Bleche, welcher in einem Holzcylinder steht (Un-

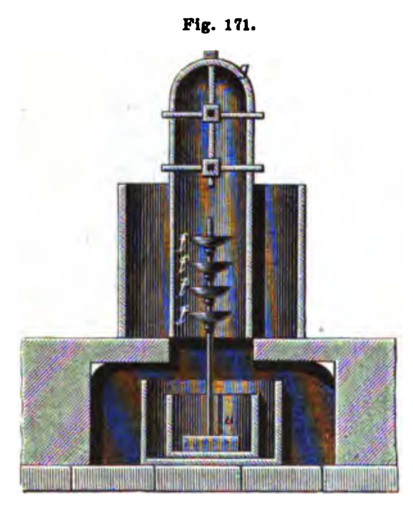
1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 66.

garn), oder in einem eisernen Cylinder mit hölzernem Boden, durch dessen Poren das Quecksilber getrieben wird (Poullaouen), oder durch Ausschleudern in einem Centrifugalapparate[1]) (Chili). Kupferhaltiges Amalgam kann im gemahlenen Zustande durch Behandlung mit heisser Kupferchloridlösung von Kupfer befreit werden (Kröncke's Verfahren). Ein eigenthümliches Verhalten zeigt bleihaltiges Amalgam[2]) beim Filtriren.

Dumas[3]) erhielt beim Pressen Krystalle von $AgHg_3$ mit 27.4 Ag und 72.6 Hg und nach Kasanzeff[4]) ist die Zusammensetzung des beim Pressen durch sämisches Leder hindurchgehenden Goldamalgames eine constante, nämlich mit 0.126 Proc. Au.

c) Durch Ausglühen des festen Amalgames, wobei unter Verflüchtigung des Quecksilbers das Silber mit blumenkohlähnlicher Oberfläche (Teller- oder Ausglühmetall) zurückbleibt und wohl noch durch Feinschmelzen im Tiegel (S. 294) oder in den zum Glühen des Amalgames angewandten Retorten (Ungarn) raffinirt wird. Zum Ausglühen des von der Fässer-, Haufen- und Pfannenamalgamation hervorgegangenen Silberamalgames (sowie auch des Goldamalgam) dienen:

Fig. 171.



α) Glockenöfen, von älterer und neuerer Construction, meist nur bei der Haufen-[5]) und Pfannenamalgamation angewandt.

Denselben liegt die früher übliche Construction (Fig. 171) zu Grunde: *t* Teller zur Aufnahme des Amalgames, an einer im mit fliessendem Wasser gefüllten eisernen Gefässe *o* stehenden Stange befestigt und mit einer Glocke *g* umgeben. Beim Erhitzen derselben durch umgelegtes entzündetes Brennmaterial verdichtet sich das verdampfte Quecksilber in dem Raume unter der Glocke. Abdestilliren von 150—200 kg Amalgam in 8 Stunden. — Man presst auch wohl (Mexico) das Amalgam zu Ziegeln und schichtet dieselben unter einer Glocke auf einer Eisenplatte auf, wo dann beim Erhitzen der Glocke die Dämpfe durch eine Oeffnung in der Eisenplatte in einen Kanal mit fliessendem Wasser gelangen.[6]) — Statt unter Glocken wird das Amalgam auch in Cylindern, welche auf einem Herde stehen, erhitzt (Fig. 172). *a* 9 Eisencylinder, in deren jedem 35—40 kg Amalgam eingestampft werden. *b* durchlöcherte Eisenplatte, *d* in Wasser tauchende Cylinder im Gefässe *D*, welche die Quecksilberdämpfe beim Feuern in *B* ins Wasser führen. *e* Fuchs. *f* transportabler blecherner Schornstein. *g* verlorene Mauer.

Fig. 172.



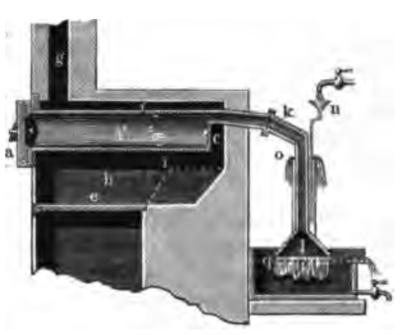
β) Röhren- und Retortenöfen, welche bei minderem Brenn-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 30. Preuss. Ztschr. 24, 496. 2) B. u. h. Ztg. 1863, S. 7. 3) Dingl. 197, 450. 4) Wagn. Jahresber. 1878, S. 184. 5) B. u. h. Ztg. 1863, S. 80. 6) Ebend. 1870, S. 357, Taf. 7, Fig. 12, 13.

materialverbrauche und geringerem Quecksilberverluste eine bessere Leitung der Operation gestatten, als die Glockenöfen.

Röhrenöfen[1]) (Fig. 173). Ueber einer Feuerung horizontal liegende elliptische Röhren, hinten zu öffnen behufs Eintragens von mit Amalgam gefüllten gusseisernen, halbcylindrischen Pfännchen, an der vorderen Seite mit einem von Wasser umgebenen, in die Quecksilberkammer führenden gekrümmten Rohre versehen (früher in Freiberg), oder das eine zusammengezogene Ende der Röhre mündet in ein Liebig'sches Kühlrohr (Reese River[2])).

Fig. 173.



a Röhren v. 1.26 m Länge, 288 mm Weite, 235 mm Höhe. *e* Rost. *h*, *i*, *c* Feuerungsraum. *g* Schornstein. *k* Condensationsröhren, an ihrem trichterartigen Ende *l* mit Tuch *p* belegt, welches in Wasser im Gefässe *q* eintaucht. *u* Wasserzuführungsrohr. *o* Wasserüberfall.

Retortenöfen.[3]) Gusseiserne Retorte von etwa 366 mm Tiefe und 31 mm Weite oben, mit aufschraubbarem 31 mm hohen Helme, welcher in eine durch einen Wasserbehälter hindurch gehende Kühlröhre mündet. Aus dieser gelangt das verdichtete Quecksilber durch ein Kniestück in eine mit Wasser gefüllte, in einem seichten Bottiche stehende gusseiserne Vorlage. Die mit 7 vertikal und radial eingestellten Eisenblechen versehene Retorte fasst 200 kg (man hat auch grössere für 400—500 kg) Amalgam (Ungarn).

Freiberg.[4]) Früher: chlorirende Röstung von Erzen mit 0.09—0.26 Proc. Silber in Posten von 250 kg in ungarischen Oefen, Verquicken von 500 kg Röstgut pro Fass mit 150 kg Wasser, 50 kg Stabeisen und 250 kg Quecksilber, Ausglühen des Amalgames im Röhrenofen und Feinschmelzen des Ausglühmetalles in eisernen Tiegeln. Silberverlust beim Rösten, Sieben und Mahlen 2—4, beim Amalgamiren wegen Silbergehaltes der Rückstände 3—4$\frac{1}{2}$ Proc., Quecksilberverlust (meist in den Rückständen und der Lauge) 0.05 Proc. **Beispiele. Freiberg.**

Arany-Idka[5]) in Ungarn. Erze mit 0.35—0.45 Ag, 1—2 Cu, 1.5—3 Pb, 0.3—0.5 Zn, 10—14 Sb und wenig Gold, Zusatz von 16 Proc. Kochsalz bei 15—18 Proc. Lechgehalt, Rösten in doppelherdigen Oefen, Anquicken von 500—700 kg Mehl mit 50 kg Eisen, 150 kg Wasser, 175 kg Quecksilber; Ausglühen des Amalgames in Retorten; Silbergehalt der Rückstände 0.004 Proc., Quecksilberverlust 0.09 Proc. **Arany-Idka.**

Fernezely[6]) in Ungarn. Erze mit 0.035—0.07, selten über 0.1 Proc. Ag und nicht über 1 Proc. Blei, Rösten mit 12 Proc. Kochsalz und $\frac{5}{6}$ Proc. Kupfererz im Mansfelder Doppelofen, Glühen von 400—500 kg Amalgam auf einmal in Retorten. Amalgamationssilber von Nagybanya enthielt 57.72 Ag, 0.042 Au, 44.20 Cu, 0.92 Pb, 0.08 Zn, Spr. Sb und 0.08 Fe. **Fernezely.**

Mexico.[7]) Rösten von silberhaltigen Kupfererzen mit 25—30 Proc. Ag und 15—70 Proc. Kupfer mit Kochsalz unter Zuschlag von 3—5 Proc. Kalk, Verquicken mit Wasser, Kupfer und Quecksilber. Silberverlust beim Rösten bis 15 Proc. **Mexico.**

Reese-River-Process[8]) (Nevada). Trockenpochen der Erze, Rösten in 5söhligen Flamm-, Brückner- und Stetefeldtöfen mit 10 Proc. Salz, Amal-

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 376, Taf. 7, Fig. 10. 2) Hague, Mining Industry 1870, Taf. 18. 3) Kerl, Met. 4, 239, Taf. 2, Fig. 59. B. u. h. Ztg. 1869, S. 415; 1880, S. 352. Preuss. Ztschr. Bd. 26, Texttafel *a*, Fig. 11. 4) Winkler, c. l. Plattner's Röstprocesse 1856, S. 301. 5) Winkler, c. l. S. 65, 78, 94. Kerl, Met. 4, 242. 6) Leoben. Jahrb. Bd. 18. B. u. h. Ztg. 1869, S. 415. 7) B. u. h. Ztg. 1860, S. 487, 498; 1870, S. 331; 1872, S. 163. 8) Ebend. 1871, S. 341; 1878, S. 372. Hague, Mining Industry 1870, Taf. 18. Preuss. Ztschr. 27, 147. Dingl. 226, 519. Ann. d. min. Nr. 4 de 1874, p. 11 (mit Abbldg.).

gamation in grossen Fässern von 1.6 m Länge und 1.3 m Weite mit 1015 kg Ladung, 200 kg Quecksilber und 100 kg Schmiedeeisen während 14 St.; Röhren zum Ausglühen des Amalgames von 314 mm Durchmesser und 940 mm Länge ziehen sich an dem einen Ende, welches in ein Liebig'sches Kühlrohr mündet, auf 66 mm zusammen; Schmelzen des Glühmetalles in Tiegeln im Windofen. Auf einigen Werken dienen zum Amalgamiren statt Fässer Haufen oder Pfannen.

Pelican Mine.

Pelican Mine, Colorado.[1]) Rösten der aufbereiteten bleiischen und zinkischen Erze mit 0.3—0.4 Proc. Ag im Brückner'schen Rotirofen (S. 151) mit einem Umgange pro Min. und 2 Chargen von 1500—1700 kg Erz in 10—12 St., wo ein Klümprigwerden des Röstgutes das Verschwinden des Schwefels anzeigt, worauf man 6—10 Proc. Kochsalz zusetzt; Beendigung des Röstens nach im Ganzen 16 bis 20 St., wenn das Röstgut schwammig geworden und schliesslich ganz nach reinem Chlor riecht; dann Sieben des Röstgutes, Zurückgeben der Gröbe ins Pochwerk, Amalgamiren nach Freiberger Methode in Fässern von 2 m Länge und 1.2 m Durchmesser mit einer Ladung von 1 t Siebmehl, Schmiedeeisen und Wasser, zusammen $1^1/_2$ t; Rotirenlassen 2 St., Zusatz von 10 Proc. des Rösterzgewichtes Quecksilber, noch 16 St. Rotirenlassen, Verdünnen mit Wasser, 1stündiges Rotiren; Ablassen des Amalgames durch das mit Hahnverschluss versehene Spundloch; Silberausbringen 90 Proc., Quecksilberverlust $^1/_2$ kg pro t Erz.

Verfahren.

111. **Lechamalgamation.** Rohleche[2]) aus Dürrerzen werden in ähnlicher Weise wie Erze behandelt, Kupferleche aber, um das Kupfer möglichst wenig ins Amalgam zu führen und einer Chloration des Quecksilbers durch gebildetes Kupferchlorid entgegen zu wirken, erst für sich todt, dann mit Kochsalz geröstet (S. 325), hieraus mit Kalk beschickt (S. 325), eingesumpft und gaargeröstet (früher im Mansfeld'schen[3])).

Verfahren.

112. **Speiseamalgamation.**[4]) Die Speisen werden zur möglichst vollständigen Entfernung des Arsens und Antimons wohl unter wiederholtem Einmengen von Kohle oxydirend (Vorrösten), dann erst unter Zusatz von Kochsalz oder gleichzeitig von entwässertem, gemahlenem Eisenvitriole chlorirend geröstet (Gaarrösten).

Theorie.

Das Kochsalz wandelt schon für sich allein in dem vorgerösteten Materiale enthaltenes Silber, Silberoxyd und arsensaures Silberoxyd in Chlorsilber um und erzeugt weniger mit anderen Metalloxyden als mit deren basischen arsensauren Salzen (Wismuth, Kupfer, Kobalt, Nickel u. s. w.) Chlormetalle, welche im dampfförmigen Zustande auf Silber und Silberarseniat chlorirend wirken. Durch Zusatz von Eisenvitriol wird jedoch die Chloration beschleunigt, indem derselbe mit dem Kochsalze bei Luftzutritt kräftig chlorirendes Eisenchlorid giebt und seine frei gewordene Schwefelsäure daraus Chlor austreibt. Die gebildeten Sulfate müssen durch Einmengung von Kohle oder Kalkstein zumeist zerstört werden, weil die schwefelsauren Salze des Eisens und Kupfers bei der Amalgamation durch mechanisches Zerschlagen und Bildung von Quecksilberchlorür grössere Metallverluste herbeiführen.

Bei Kupferspeisen bedarf es eines Zuschlages von Kalk beim Rösten und der Anwendung von Kupfer statt Eisens bei der Amalgamation.

Ein Zusatz von Kochsalz ins Amalgamirfass begünstigt die Auflösung und vollständigere Zersetzung des Chlorsilbers durch Kupfer, sowie man auch wohl einen Zusatz von etwas Kalkmilch zum Ausfällen des letzteren giebt.

Beispiele. Oberschlema.

Kupferfreie Speise zu Oberschlema.[5]) Früher Rösten von Kobaltspeise im Flammofen mit Giftfängen, Sieben und Mahlen des Röstgutes, Gaarrösten mit 8 Proc. Kochsalz und 2 Proc. entwässertem gemahlenem Eisenvitriol bei Posten von 200—225 kg

1) Preuss. Ztschr. Bd. 27, S. 157 (Koch). 2) Winkler, c. l. 1848, S. 187. Freib. Jahrb. 1833, S. 61. 3) Winkler, c. l. S. 140. Bgwfr. 9, 495. Plattner's Röstproc., S. 284, 312. 4) Plattner's Röstprocesse, S. 296. 5) Winkler, c. l. S. 192, 261. Plattner's Röstprocesse, S. 248.

binnen 6 St., Sieben und nochmaliges Rösten der gepochten Gröbe mit 2 Proc. Kochsalz und $^1/_2$ Proc. Eisenvitriol.

Stefanshütte. Kupferspeise zur Stefanshütte in Ungarn.[1]) Vorrösten von 350—450 kg gepulverter Speise von der Fahlerzverarbeitung mit 27 Cu, 62 Sb, 9 Fe, 1—2 S und 0.2—0.28 Ag während 5 St. bei niedriger Temperatur (das verbrennende Antimon liefert die Temperatur für die nächste Post den Ofenwänden), Herausziehen der Masse, Rättern nach dem Erkalten, Mahlen der Gröbe, Mischen mit dem Siebfeinen und $^1/_6$ roher Speise, Todtrösten von 350 kg Masse erst 5 St. auf dem oberen Herde des Flammofens unter Zusatz von 5 kg Kalkstein, dann auf dem unteren Herde unter wiederholtem Einmengen von Kohle bei während der letzten $1^1/_2$ St. bis zur hellen Rothgluth steigender Temperatur, Ausziehen der Post nach 10 St., chlorirendes Rösten von 350 kg mit 7 Proc. Salz und 3 kg Kalkstein während 4 St. auf dem unteren Flammofenherde bei mässiger, in der letzten Stunde etwas verstärkter Rothgluth; Amalgamation von 600 kg Mehl, mit 2 Proc. Kochsalz beschickt, heisser Kochsalzlösung, etwas Kalkmilch zur Abstumpfung von Säure und 50 kg Kupferkugeln 5 St., dann bei Zusatz von 200 kg Quecksilber 15 St. amalgamirt, Pressen des Amalgames unter einer hydraulischen Presse und Ausglühen in gusseisernen Retorten, Verkochen der kupferhaltigen Rückstände. Ausbringen 97.7 Proc. Ag, Quecksilberverlust 0.06 Proc., Kupferverbrauch 0.053 Proc. pro 100 kg rohes Mehl.

Verfahren. **113. Schwarzkupferamalgamation.** Beim Glühen von feinzertheiltem Schwarzkupfer mit Kochsalz entstehen unter Bildung von Natron Chlorsilber, Kupferchlorür und Kupferchlorid, welches letztere die Chloration des Silbers befördert (Stefanshütte). Zur Zerlegung der basischen Salze muss zuletzt eine sehr starke Hitze gegeben werden (S. 325). Durch einen Zuschlag von Schwefelkies (Cziklova) oder Eisenvitriol (Offenbanya) lässt sich die Wirkung des Kochsalzes beschleunigen, sowie durch Zusatz von Salpeter Blei sich oxydiren (Offenbanya). Zur Erzielung eines möglichst kupferfreien, reinen Amalgames verwendet man zur Zerlegung des Chlorsilbers Kupfer und giebt in das Amalgamationsfass Kalkmilch. Ein Zusatz von Kochsalzlauge ins Fass, sowie die wiederholte Anwendung frischen Quecksilbers nach vorherigem Abzapfen des gebildeten Amalgames trägt zur Erhöhung des Silberausbringens bei (Schmöllnitz).

Die Zerkleinerung des Schwarzkupfers — nach vorherigem Granuliren[2]), Pochen im rothglühenden Zustande oder Zerreiben im breiigen Zustande auf einer Eisenplatte mit hölzernem Hammer[3]) — durch Pochen und Mahlen muss durch einen nicht zu hohen Kupfer- und einen geringen Schwefel- und Antimongehalt begünstigt werden. Bei blei- und goldfreien Schwarzkupfern ist die Amalgamation wohlfeiler und liefert besseres Kupfer als die Verbleiung; im Vergleiche zur Kochsalzlaugerei giebt sie, unter Erzielung gleich armer Rückstände, leichter metallisches Silber, kann aber bei höheren Quecksilberpreisen weniger vortheilhaft werden.[4])

Beispiele. Stefanshütte. Stefanshütte.[5]) Granuliren, Pochen und Mahlen der Schwarzkupfer, Rösten mit 10 Proc. Salz auf dem oberen Herde eines Doppelofens, dann 4 St. auf dem unteren Herde, zuletzt bei heller Rothgluth, Sieben und Mahlen des Röstgutes, Anquicken von 600—750 kg mit 50 kg Kupferkugeln, erwärmter Kochsalzlauge, etwas Kalkmilch und demnächstiger Zusatz von 200 kg Quecksilber während 18 St.; Amalgam filtrirt, unter hydraulische Pressen gebracht und in einer gusseisernen Retorte geglüht. Aehnlicher Process zu Schmöllnitz.[6])

1) Oest. Ztschr. 1857, S. 145; 1861, Nr. 12. B. u. h. Ztg. 1862, S. 18; 1866, S. 22; 1868, S. 359. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 146. 3) Ebend. 1857, S. 149. B. u. h. Ztg. 1864, S. 102. 4) B. u. h. Ztg. 1864, S. 102. 5) Ebend. 1866, S. 9. Bericht über die 2. Versamml. d. Berg- u. Hüttenm. in Wien 1862, S. 82. 6) Winkler, c. l. S. 154. Oest. Ztschr. 1856, S. 129.

Cziklova. Offenbanya.

Cziklova im Banate.[1]) Rösten mit 12 Proc. Kochsalz und 5 Proc. Schwefelkies; zu Offenbanya[2]) bei Schwarzkupfer mit 10 Proc. Blei Rösten mit 12 Proc. Kochsalz, 1 Proc. Eisenvitriol und 3 Proc. Salpeter.

2. Capitel. **Amerikanische Haufenamalgamation. (Mexicanischer oder Patioprocess.)**

Anwendbarkeit.

114. Verfahren. Dieser 1557 von Medina erfundene Process[3]), von dessen Anwendbarkeit bereits (S. 323) die Rede war, eignet sich für Erze, welche gediegen Silber, Silberkerate und Schwefelsilber enthalten, aber möglichst frei von anderen Schwefel-, sowie Arsen- und Antimonmetallen sind (docile Erze), und erfordert z. B. in mexicanischen Amalgamirwerken (Haciendas) nachstehende Operationen:

Erzzerkleinerung.

1) Zerkleinern des Erzes in Pochwerken (Morteros, Molino) oder Erzmühlen (Tahones oder Arrastras).

Die Mühlen bestehen aus einem gepflasterten Raume von etwa 3.5 m Durchmesser und sind seitlich durch 0.7 m hohe flache Steine oder hartes Holz begrenzt. Durch eine stehende Welle im Centrum gehen Arme, an welchen mittelst Ketten etwa 418 mm dicke und 1.7 m lange Steine befestigt sind, welche beim Bewegen der Arme durch Wasserkraft oder Maulthiere mit Wasser eingebrachtes Erz zerkleinern, und zwar etwa 500 kg in 10—12 St. Durch Einbringen von etwas Silber- oder Kupferamalgam in die Mühle lässt sich in diesem ein Goldgehalt grossentheils (50 bis 60 Proc.) ansammeln.

Röstung.

2) Rösten des Mahlgutes.[4]) Nur gediegen Silber und Schwefelsilber enthaltende Erze eignen, wie bemerkt, ohne Weiteres sich für den Patioprocess; es bedürfen aber einer theilweisen Röstung diejenigen, welche Silber an Antimon und Arsen gebunden und höhere Schwefelungsstufen (Schwefelkies) oder Bleiglanz, Zinkblende u. s. w. enthalten. Führt man durch zu starke Röstung das Silber in Oxyd, Sulfat, Antimoniat oder Arseniat über, so amalgamirt sich dasselbe nur sehr unvollständig (rebellische Erze).

Charcas. Rösten arsenikalischer, blendiger und bleihaltiger Erze mit 4 Proc. Salz und Amalgamiren mit 2½ Proc. Salz und 3½ Proc. Magistral. — Zacatecas. Rösten von Antimonsilber, Schwefelkies, Blende, Bleiglanz und Kupferkies enthaltenden Erzen mit 1¼ Proc. Salz, Amalgamiren mit 6 Proc. Salz und 3¼ Proc. Magistral nach Laur (c. l.).

Chloration und Verquickung.

3) Chloration und Verquickung. Ausbreiten des Erzschlammes (lama) auf dem gepflasterten, gedielten oder mit Asphalt belegten Amalgamirhofe (patio) zu runden Haufen (montones) von 262 bis 314 mm Höhe und bis 16 m Durchmesser (5000—100 000 kg), Ansteifen durch Verdunstenlassen von Wasser, Beschicken mit verschiedenen Salzmengen je nach dem Silbergehalte, der Quantität vorhandener Schwefelmetalle und der Salzbeschaffenheit (2½—10 Proc., gewöhnlich 3.25—4.3 Proc.), Umschaufeln des Erzhaufens (jetzt lamero ge-

---

1) B. u. h. Ztg. 1848, S. 33. Oest. Ztschr. 1853, S. 307. Kerl, Met. 4, 251. Rivot, Traité de Metallurgie 1871, Tom. 1, p. 457. 2) Winkler, c. l. S. 161. 3) Tilmann, Bergbau und Amalgamation zu Guanaxuato, Münster 1866. Kerl, Met. 4, 255. B. u. h. Ztg. 1870, S. 212; 1871, S. 239, 427; 1872, S. 15, 89, 185, 329. American Journal of mining 1868, Nr. 9. Laur in Ann. des min. 1871, Bd. 20, Hft. 5, p. 38. Engin. and Min. Journ. New-York 1878. Vol. 26, Nr. 25 (Peru). Preuss. Ztschr. Bd. 21, S. 110 (Guanaxuato). Percy, Silver and Gold 1880, 1, 576 (Mexico), 649 (Südamerika), 651 (Peru), 655 (Chili). 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 212, 332. Percy, 1, p. 630.

nannt), Durchtretenlassen (repaso) durch Maulthiere oder Menschen (auch wohl Durchkneten in Arrastras ähnlichen, in der Torta aufgestellten Knetmaschinen [1]), welche statt der Quetschsteine Räder enthalten), nach 1—2 Tagen Zusatz von **Magistral**[2]) (Kupfervitriol und Kochsalz besser als ein mit Kochsalz geröstetes Gemenge von Schwefelkies mit reichen oxydischen Kupfererzen oder chlorirend gerösteter Kupferkies wegen sicherere Resultate gebender constanter Zusammensetzung) in verschiedener Menge je nach der Jahreszeit, der Lufttemperatur und der Qualität der Erze; abermaliges Durchtreten, gleichmässige Vertheilung von etwa 6—7 Thln. Quecksilber auf 1 Thl. Silber über den Haufen (nach Zusatz von Magistral und Quecksilber torta genannt), indem dasselbe durch einen ledernen oder leinenen Beutel in feinem Regen ausgepresst wird, Trituriren (Durcheinanderkneten) der Torta nach etwa 4 St., und zwar dann einen um den anderen Tag 6 bis 8 St. lang, bis eine Waschprobe im Sichertroge (jicara) den beendigten Process anzeigt (Farbe und Zustand des Quecksilbers, ob dasselbe bei sanftem Reiben in rollende Kügelchen oder anders gestaltete Formen sich vereinigt, die Menge Amalgam, welche sich daraus ausdrücken lässt, dessen Verhalten selbst u. A.). Zusatz des Quecksilbers seltener auf einmal als zu verschiedenen Malen. Dauer des Processes je nach Art der Erze, der Temperatur und Witterung 8—60, durchschnittlich 18—20 Tage bei mittlerer Temperatur.

In **Huelgoat**[3]) hat man die europäische Methode mit der amerikanischen in der Weise combinirt, dass die Chloration mittelst Magistrals, die Verquickung in Fässern geschah.

Ueber die chemischen Vorgänge in der Torta sind verschiedene Theorien[4]) aufgestellt. Nach der einen bilden die Bestandtheile des Magistrals — Kochsalz und Kupfervitriol — Kupferchlorid, welches das Schwefelsilber in Chlorsilber verwandelt; dieses giebt dann mit Quecksilber im Ueberschusse Silberamalgam und Quecksilberchlorür, welches meist in den Rückständen verloren geht, da das zur Gewinnung desselben empfohlene Verfahren[5]) zu kostspielig ist. Nach anderen Theorien wird Schwefelsilber vom Quecksilber direct zerlegt, indem zwischen Erz, Quecksilber und Lauge eine galvanische Thätigkeit entsteht, oder es soll sich durch Einwirkung von Quecksilber auf Kupferchlorid Quecksilber- und Kupferchlorür bilden, letzteres an der Luft in Oxychlorid übergehen und dieses dann Schwefelsilber in metallisches Silber verwandeln, welches vom Quecksilber aufgenommen wird. Die gründlichste Erörterung dieser Theorie ist neuerdings von **Grützner**[6]) und **Laur**[7]) geschehen. Letztere nehmen der Hauptsache nach die durch folgende Formeln dargestellten Vorgänge an: Theorie.

$$8\,NaCl + 4\,(CuO, SO_3) = 4\,CuCl_2 + 4\,(Na_2O, SO_3).$$
$$4\,CuCl_2 + 4\,Hg = 2\,Cu_2Cl_2 + 2\,Hg_2Cl_2.$$
$$2\,Cu_2Cl_2 + Ag_2S = Cu_2S + 2\,CuCl_2 + Ag_2.$$
$$Hg_2Cl_2 + Cu_2S = CuCl_2 + CuS + 2\,Hg.$$

Als **Unregelmässigkeiten beim Processe** können hauptsächlich eintreten: ein **Erhitzen** der Torta bei zu heftiger Einwirkung von Magistral und Salz, in Folge dessen viel Kupferchlorid und viel Quecksilberchlorür entstehen, worauf man Kalk, Cementkupfer oder Zinkamalgam zur Zerlegung des Kupferchlorides zusetzt; ein **Kaltwerden** bei zu langsamen Reactionen, in Folge dessen die Amalgambildung nicht fortschreitet; zu beseitigen durch öfteres Durchkneten oder Zuschlag von Magistral. Am besten ist eine gleichmässige gelinde Wärme von 17° C. Manche docile Erze mit schwefelsauren Salzen lassen sich ohne Magistral in 12 St. amalgamiren.

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 239; 1872, S. 186. Percy c. l. p. 610. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 239. Preuss. Ztschr. 24, 61, 62. 3) Kerl, Met. 4, 243. 4) Ebend. 4, 253. B. u. h. Ztg. 1870, S. 280. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 339. 6) Ebend. 1872, S. 89. 7) Ebend. 1872, S. 120.

Tortaverwaschen.

4) Verwaschen der Torta. Eintragen des Haufwerkes in hölzerne oder gemauerte Waschbottiche (lavadero), Zuleiten von Wasser bis zur Breiconsistenz, Umrühren mit Hand oder durch maschinelle Vorrichtungen, Ablassen der Rückstände durch eine Oeffnung nahe am Boden in ein Gerinne mit treppenartigem Boden, in welchem sich Quecksilber und noch Amalgamtheilchen sammeln, Absetzenlassen der Trübe, Concentriren des Absatzes (polvillos, unzersetzte Schwefelmetalle zum Theil) auf Kehrherden (planilla) oder auf round buddels, Mahlen, Rösten und Amalgamiren oder Verschmelzen der Masse.

Amalgambearbeitung.

5) Behandlung des Amalgames. Verwaschen des Amalgames in hölzernen Kübeln, Pressen durch Lederbeutel, Pressen des festen Amalgames in dreieckige Formen, Ausglühen der Ziegel bei 0.8 Proc. Quecksilberverlust unter der Glocke (S. 332), Schmelzen des Glühsilbers in einem Flammofen mit ovalem Herde von 0.838 und 1.047 m Durchmesser für 62 kg in 24 Min.; für kleinere Posten dient ein kleiner Gebläseherd.[1]) Silberverlust bei reinen Erzen in Guanaxuato 12 bis 13 Proc., bei unreineren in Zacatecas bis 24.27 Proc., zu Fresnillo bis 25 Proc., zu Pachuca über 36 Proc.; Quecksilberverlust 3—5 Proc. des zugesetzten Quecksilbers, zu Zacatecas $1^1/_2$ Thl. Quecksilberverlust auf 1 Thl. Silber.

Bleiglanz und Zinkblende enthaltende Erze, nicht geeignet für die Haufenamalgamation, werden bei 6—8 Proc. Bleigehalt, 0.125 Proc. Ag und 0.0085 Proc. Au zu Mazatlan[2]) in Mexico nach Varney's Pfannenprocess verarbeitet durch 4stündiges Amalgamiren in der Pfanne, Ablassen der Trübe in eiserne Klärcylinder, Filtriren des Amalgames über Segeltuch, Reinigen des Filtrates durch Umrühren und dann Abkehren der Haut von der Oberfläche, nochmaliges Filtriren, Ausglühen in horizontalen Retorten à 600 kg Inhalt in 8—15 St., Schmelzen in Tiegeln, nochmaliges Amalgamiren der Rückstände. Trotz der höheren Temperatur und der stärkeren elektrischen Ströme findet eine vollständige Zersetzung von Bleiglanz, Blende und Antimonverbindungen nicht statt, indem sie der Einwirkung des Kupfervitriols in der Pfanne widerstehen, daher 18 Proc. Silberverlust und 80 Proc. Quecksilberverlust vom vorgelaufenen Silber. Trotzdem zieht man die Pfannenamalgamation der Haufenamalgamation vor wegen schleunigeren Metallausbringens, Unabhängigkeit von der Thierkraft, geringerer Arbeiterzahl, billigerer Arbeit, Uebersichtlichkeit und geringeren Raumbedarfes.

3. Capitel. **Heisse oder Kesselamalgamation. (Cazoprocess.)**

Anwendbarkeit.

115. Verfahren. Dieser besonders für reiche Erze geeignete Process gestattet wegen Anwendung von Hitze in kurzer Zeit ein sehr vollkommenes Silberausbringen sowohl aus Silberkeraten (Mexico), als aus geschwefelten oder rebellischen Erzen (Chile), giebt aber bei letzteren grosse Quecksilberverluste, weshalb sich deren vorherige Röstung oder dafür die Anwendung des Kröncke processes (S. 339) empfiehlt. Man hat wohl den Cazoprocess mit dem Patioprocess in der Weise combinirt, dass man für das Erz den letzteren und für die verwaschenen und gerösteten Rückstände den ersteren anwendet.

Beispiele. Mexico.

Mexico, für Silberkerate.[3]) Erwärmen von 450—600 kg Erzbrei mit 3 Proc., bei reichen Erzen mit 12—18 Proc. Kochsalz unter stetem Umrühren mittelst einer

1) Ann. d. min. 1871, Bd. 20, p. 178, 179. 2) Preuss. Ztschr. 1874, S. 264. Rev. univ. T. 8, p. 68. 3) Kerl, Met. 4, 255. B. u. h. Ztg. 1856, S. 77; 1870, S. 357; 1871, S. 427; 1872, S. 238. American Journ. of Mining 1868, Vol. 5, Nr. 11. Ann. d. min. 1871, Vol. 20, livr. 5. Percy, Silver and Gold 1880, 1, 656. Rev. univ. T. 8, p. 69.

an einem Stabe befestigten Holzkugel oder mittelst Rührwerkes mit Kupferblöcken unter Hinzufügung von wenig Quecksilber bis auf 80° C. in einem Apparate (cazo), welcher aus einer von unten geheizten 235 mm starken Kupferplatte von 2.5—2.8 m Durchmesser besteht, auf welcher hölzerne oder gemauerte Seitenwände sich befinden; Zusatz von Quecksilber, wenn die Sichertrogprobe (S. 337) die Beendigung des Processes nach 2—5 Stunden anzeigt, zur Ansammlung der Amalgamtheilchen, Verwaschen des Erzbreies und weiteres Verfahren wie beim Patioprocesse; Quecksilberverlust gering (etwa $1^1/_2$—2 Proc.), das mit 20—25 Proc. Verlust ausgebrachte Silber oft sehr unrein. Verbrauch von $1^1/_4$—$1^1/_2$ Thl. Hg auf 1 Thl. ausgebrachtes Ag. Theorie: Zerlegung der Silberkerate vom Kupfer unter Bildung von in Kochsalzlösung löslichem Kupferchlorür, wobei die durch Contact von Kupfer, Quecksilber und Salzlösung hervorgerufene elektrische Thätigkeit förderlich ist, indem sich das Silber mit dem negativen Quecksilber verbindet und an dessen Stelle Kupfer tritt.

Chili, für geschwefelte Erze.[1]) Erhitzen von Erzen mit 0.02 Ag während 2 St. in kupfernen Gefässen mit Kupfervitriol, Seesalz und Quecksilber, wobei sehr silberarme Rückstände mit 0.0003—0.0004 Ag erfolgen, der Quecksilberverlust aber 200—250 Proc. vom Silbergehalte beträgt. Theorie: $CuO, SO_3 + 2\,NaCl = CuCl_2 + Na_2O, SO_3$; $CuCl_2 + Cu = Cu_2Cl_2$; $AgS + Cu_2Cl_2 + n\,Hg = AgHg_n + CuCl_2 + CuS$; $2\,CuCl_2 + Hg_2 = Cu_2Cl_2 + Hg_2Cl_2$. Durch die Reaction des Kupferchlorides wird viel Quecksilberverlust herbeigeführt und der kupferne Kessel rasch zerstört, was bei der directen Anwendung von Kupferchlorür (§ 116) vermieden wird. **Chili.**

4. Capitel. Combinirte amerikanische und europäische Amalgamation. (Chloration auf nassem Wege und Amalgamation in rotirenden Fässern.)

116. Verfahren. Zur Umgehung der Röstung für geschwefelte und antimonhaltige Silbererze oder wenn Silberkerate vorhanden sind, hat man die Chloration auf nassem Wege nach Kröncke's Verfahren[2]) mit heisser Lösung von Kochsalz und Kupferchlorür (Chili) gleichzeitig mit der Amalgamation in rotirenden Fässern vorgenommen. Das Verfahren ist einfacher und geht schneller als die europäische Amalgamation, und es bedarf nicht der subtilen, mit Silberverlusten verbundenen Röstung. Im Vergleiche mit der amerikanischen Methode ergeben sich die Vorzüge der Schnelligkeit und der Umgehung zweifelhafter Reactionen. **Kröncke's Process.**

Bei diesem Processe werden durch Behandlung der feingemahlenen Erze in rotirenden Fässern von etwas anderer Construction wie die der Freiberger mit einer heissen concentrirten Lösung von Kupferchlorür und Kochsalz Arsen und Antimon in lösliche Chlorverbindungen übergeführt und das Silber als Schwefelsilber abgeschieden (z. B. Rothgiltigerz $3\,Ag_2S, Sb_2S_3 + 3\,Cu_2Cl_2 = 3\,Ag_2S + Sb_2Cl_6 + 3\,Cu_2S$; das Ag_2S geht dann bei Gegenwart von Quecksilber und Eisen nach den bekannten Vorgängen des Washoeprocesses durch die Form des Chlorsilbers in metallisches Silber über, welches vom Quecksilber aufgenommen wird, oder es tritt auch folgende Reaction ein: $Ag_2S + Cu_2Cl_2 + n\,Hg = Ag_2Hg_n + CuCl_2 + CuS$. Statt Eisens werden aber, und dieses ist die Haupteigenthümlichkeit des Verfahrens, Zink oder Blei oder die Amalgame dieser Metalle dem Quickbrei zugesetzt, welche die Zerlegung des Schwefelsilbers energisch fördern und, da sie sich leichter chloriren, als Quecksilber und nicht wie Chlorsilber Amalgamtheile einhüllen, geringere mechanische Verluste an zerschlagenem Quecksilber erzeugen. Ein Zusatz von 25 Proc. Pb oder Zn vom Silbergehalte bringt die Quecksilberverluste von 150 auf 25 Proc. herab. Silberkerate geben die folgende Zersetzung: $2\,AgCl + Cu_2Cl_2 + n\,Hg = 2\,CuCl_2 + Ag_2Hg_n$. Das unreine, Zink und Kupfer enthaltende Amalgam wird wohl auf nassem Wege, z. B. durch Kupferchlorid gereinigt. **Theorie.**

---

1) Rev. univers. 1872, T. 31, p. 489. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 29; 1872, S. 304; 1873, S. 54, 65; 1877, S. 436. Dingl. 212, 46; 226, 401 (Anlage). Rev. univ. 1872, T. 31, p. 489. Preuss. Ztschr. 1876, Bd. 24, S. 487; Bd. 27, S. 158. Oest. Ztschr. 1873, Nr. 51. Raymond, Statistics of Mines. Washington 1872.

Zersetzung von Kupferchlorid.

Während bei der Anwendung von Kupferchlorid durch Bildung von Quecksilberchlorür grosse Quecksilberverluste entstehen können, so werden dieselben dadurch vermieden, dass man, bevor die Reagentien mit Quecksilber in Berührung kommen, das Chlorid dadurch in Chlorür verwandelt, dass man 5 Proc. vom Gewichte des Erzes Koch- oder Seesalz in Wasser löst, desgleichen eine Kupfervitriollösung von 20° B. herstellt, beide Lösungen bis zur Sättigung zusammengiesst und die Flüssigkeit in einem Holzgefässe mit Kupfer bei Zuführung von Wasserdampf von 3 Atmosphären auf 100° C. erhitzt, wobei das Kupferchlorid in Chlorür übergeht. Die Reaction ist beendigt, wenn beim Zufügen von 50 ccm Flüssigkeit zu 1 l Wasser eine weisse Trübung von Kupferchlorür entsteht. Zur Vermeidung einer höhern Oxydation säuert man die Flüssigkeit mit etwas Schwefelsäure an. Wenn das Quecksilber 5—6 mal gebraucht ist, so verzögern die davon aufgenommenen Unreinigkeiten die Amalgamation und man muss alsdann 20 g Natriumamalgam zu 100 kg Quecksilber fügen.

Beispiele. Huelgoat.

Huelgoat.[1]) Digestion von Keraten und gediegen Silber mit Magistral und Anquicken in Fässern.

Chili.

Chili. In Chili wandte man anfangs die Haufenamalgamation (S. 336), dann den Cazoprocess (S. 339) an, wobei ein sehr vollständiges Silberausbringen bei Erzen mit Keraten, aber ein grosser Quecksilberverlust erfolgte. Nachdem für Kerate das Umrühren derselben mit Quecksilber in hölzernen Gefässen (tina) mit eisernem Boden und eisernem Rührwerke (Tina- oder Cooper-Process)[2]) in Ausübung gebracht, ist man zur Zeit für geschwefelte Erze, die sich nicht für den Rührapparat eignen, zum Krönckeprocess übergegangen, welcher folgende Operationen erfordert: Zerkleinerung der Erze unter Kollermühlen (trapiche) bei Zufluss von Wasser, Ableiten der Trübe in Bassins, Trocknen des abgesetzten Schlammes an der Luft, Einbringen von Chargen von 4 t in Fässer von 1.8 m Länge und 1.5 m Durchmesser, Zusatz von Kochsalzlösung bis zur Consistenz eines dicken Breies, dann von Kupferchlorürlösung, entsprechend dem Silbergehalte und der Qualität der Gangarten (Thon und Eisenoxyd erfordern weniger als Kalk, welcher das Chlorür zersetzt), z. B. bei 0.02 Ag und gemischter Gangart 28—30 l; Rotirenlassen der Tonnen während 20 bis 30 Minuten, Zusatz von Quecksilber (20—25 mal soviel als Silber vorhanden) und bei Keraten auch Blei (S. 339), 6stündiges Rotiren bei 4—5 Touren pro Minute, Reinigen des in gewöhnlicher Weise abgesonderten Amalgams von einem Gehalte an Kupferoxyd (entstanden durch Zersetzung des Chlorürs vom Kalke) und Schwefelkupfer (durch Reaction von Chlorür auf Schwefelsilber erzeugt) auf mechanischem und chemischem Wege, und zwar durch Versetzen des Amalgames mit 10 Proc. Quecksilber in einem Gefässe mit Rührwerk und Zuleiten eines Wasserstromes, bis das Wasser klar abfliesst, dann Behandeln mit kohlensaurem Ammoniak im Rührapparate während 4—5 St., worauf das Amalgam noch mit Wasser gewaschen wird; Auspressen des wie gewöhnlich filtrirten Amalgames in einem Centrifugalapparate; Destilliren desselben im Glockenapparate und Raffiniren des Silbers im Flammofen unter Umrühren mit einem Eisenstabe, welcher Arseneisen auf der Oberfläche abscheidet; Gehalt der Rückstände 0.0004—0.0006; bei Erzen mit nicht über 0.005 Ag nur 0.00015—0.0002 Ag. Zur Ansammlung von zerschlagenem Quecksilber aus dem Waschbottich Leiten der wilden Fluth über groben Sand, wobei grössere Quecksilberkügelchen entstehen, die sich leicht mit Zinkamalgam vereinigen, wenn der Sand damit in Contact gebracht wird. Die nasse Reinigung des Amalgames erspart ein längeres Raffiniren des Glühsilbers in dem Flammofen mit doppelten Chamotteziegeln, statt Mergelherdes, wobei kein Windstrom, sondern nur die Feuergase oxydirend wirken. Der Metallspiegel ist theilweise von Borax bedeckt; Einsatz 3250 kg, Abstechen des Silbers in Pfannen. Beim ganzen Process 2 Proc. Silberverlust, Quecksilberverbrauch 12—35 Proc. vom ausgebrachten Ag, welches letztere in wenig Stunden extrahirt ist. Trotz dieser günstigen Resultate sind ein Hinderniss für die Ausbreitung des Processes die beträcht-

---

1) Kerl, Met. 4, 243. 2) Percy, Silver and Gold 1880, 1, 567.

lichen Kosten, die auch eine kleinere Anlage veranlasst, sowie das Erforderniss des Vorhandenseins erheblicher Mengen geeigneter Erze von möglichst gleichartiger Zusammensetzung.

5. Capitel. **Mühlen- oder Arrastra-Amalgamation.**

117. Verfahren. Dasselbe, hauptsächlich nur für gediegen Silber und Schwefelsilber in Erden und an fremden Schwefelmetallen freie Erze anwendbar und die vortheilhafte Ausziehung eines Goldgehaltes zulassend, besteht in einem Pochen der Erze, Mahlen derselben unter Zusatz von Wasser und Quecksilber, welches Schwefelsilber zerlegt, oder behufs Ansammlung von Gold besser von Silberamalgam in Arrastras (S. 336), Abschöpfen des Schlammes, sobald er sich nicht mehr sandig anfühlt, vom Amalgam, wiederholte Behandlung neuer Erzmengen mit demselben, bis dasselbe höchstens 20 Proc. Gold und Silber aufgenommen hat, Zusammenkratzen und Waschen desselben unter Quecksilberzusatz in hölzernen Trögen, Verwaschen der Abgänge auf einem geneigten Herde (planilla), Pressen des Amalgames in einem ledernen Beutel und Ausglühen desselben. Kupferamalgam statt Silberamalgams in die Mühlen gegeben, verringert den Quecksilberverlust. **Anwendbarkeit.**

Guanaxuato in Mexico.[1]) Amalgamiren von 300—350 kg Erz mit 45 l Wasser und 3—5 kg Silberamalgam, wiederholtes Zufügen von Wasser und täglich von 250 g Quecksilber, 24stündige Mahlzeit, Herausnehmen des Amalgames nach 3 bis 6 Monaten. Goldverlust 25—40 Proc.; Quecksilberverlust 1 Thl. auf 1 Thl. ausgebrachtes Silber. — Ein ähnlicher Process wird zu Chihuahua[2]) in Mexico ausgeführt für Erze mit gediegen Silber. **Beispiele. Mexico.**

6. Capitel. **Pfannenamalgamation.**

118. Modificationen. Die Pfannenamalgamation[3]) (S. 323), 1861 von Smith erfunden, eine verbesserte Arrastraamalgamation und besonders für Nevada, Colorado und Utah wichtig, wo Brennmaterial und Arbeitskraft theuer sind, wird für Erze angewandt, welche nur wenig unedle Metalle enthalten, weshalb mit viel Bleiglanz vorkommende Silbererze dem Bleierzschmelzen zugesetzt und Kupfer führende Silbererze mit Kupfererzen zusammen verschmolzen werden (S. 260). Dieser Process ist empfehlungswerth wegen Zeit- und Kostenersparung, leichterer Manipulationen und hohen Ausbringens. **Wesen des Processes.**

Man unterscheidet nach den Districten in Nevada, in welchen solche Processe zuerst angewandt wurden, den Washoe-[4]) und Reese-River-Process. **Amalgamirmethoden.**

Während früher als charakteristisch für letzteren Process dessen Ausführung in rotirenden Fässern (S. 333) angesehen wurde, so wird diese Bezeichnung jetzt auch auf diejenigen Amalgamationsprocesse ausgedehnt, bei denen, abgesehen vom Amalgamirapparate, unreinere, Sb, As, Zn u. s. w. enthaltende Erze vor der Amalgamation

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 266. Rev. univ. 1880, T. 8, p. 65. 2) Raymond, Statistics of Mines etc. 1873, p. 434. Percy, Silver and Gold 1880, 1, 573. 3) G. Küstel, Nevada and California processes of Silver and Gold extraction, San Francisco 1863; auch Oesterr. Ztschr. 1873, S. 189, 213. B. u. h. Ztg. 1866, S. 327; 1872, S. 349; 1880, S. 107 (Egleston). Hague, Mineral Industry 1870, S. 202, 264, 272. Raymond, Statistics of Mines and Mining, Washington 1872, p. 392. Preuss. Ztschr. 26, 43; 27, 147. Egleston, Pan Amalgamation of Silver Ores in Nevada and Colorado. London 1879. Vergleich. d. Washoe- u. Reese-River-Proc. in Ann. d. min. Nr. 4 de 1874, S. 56.

chlorirend geröstet werden müssen, während nach dem Washoeprocesse reinere, hauptsächlich gediegen Silber und Schwefelsilber enthaltende Erze ungeröstet amalgamirt werden, wo es dann einer sehr innigen Berührung der möglichst zerkleinten Erze mit dem Quecksilber bedarf. Man beginnt jetzt jedoch auch mehrfach solche reineren Erze, wo es nicht zu theuer kommt, chlorirend zu rösten, weil das Chlorsilber leichter als Schwefelsilber durch Eisen und Quecksilber zerlegt wird. Im Jahre 1874 betrug das Ausbringen der ungerösteten Comstockerze höchstens 75 Proc. der Anlage.

Theorie. Beim Washoeprocess wird bei reineren, hauptsächlich Schwefelsilber mit Erden enthaltenden Erzen dieses durch Eisen unter Einfluss von durch Dampf zugeführter Wärme zerlegt und das Silber ins Quecksilber geführt, während auch ein Theil des Quecksilbers sich schwefelt und in der Trübe verloren geht. Bei Erzen mit fremden Beimengungen (Bleiglanz, Blende, Schwefelkies) bedarf es, um das Silber blosszulegen, wie bemerkt, einer Röstung [1]) oder einer Anwendung von Reagentien, welche die fremden Mineralien zersetzen und dadurch auch die Zerlegung des Schwefelsilbers ermöglichen. Von der grossen Anzahl empfohlener Reagentien [2]) (Eisen- und Kupfervitriol, Alaun, Schwefelsäure, Cyankalium [Robertson-Process [3]) mit Cyankalium und Kupfervitriol], Salmiak, Kochsalz, alkalisches Eisenoxydul u. s. w.) haben sich hauptsächlich nur Kupfervitriol und Kochsalz erhalten, welche Kupferchlorid bilden. Dieses, sowie daraus durch anwesendes Eisen reducirtes Chlorür wirken kräftig chlorirend auf Schwefelsilber und andere Schwefelmetalle ein; auch kann durch Eisen ausgeschiedenes Kupfer noch dadurch vortheilhaft wirken, dass dasselbe Schwefelsilber zerlegt und aus dem Amalgam Blei als Sulfuret ausscheidet. Die Hauptwirkung gebührt dem Eisen, welches zum Theil durch galvanische Wirkung im Contact mit Quecksilber unter Anwendung von Wärme Chlorsilber und Quecksilberchlorür zerlegt und dadurch den Quecksilberverlust herabstimmt, auch das Quecksilber zur Zerlegung von Schwefelsilber disponirt. Kleine Mengen anderer Metalle im Quecksilber scheinen dessen Wirkung zu erhöhen, dagegen anwesendes Fett dieselbe zu vermindern, welches sich durch Zusatz von Potasche beseitigen lässt. Natrium [4]) im Quecksilber begünstigt die Wirkung, wenn auch nicht so sehr, wie bei der Goldamalgamation.

Schwefelantimon [5]) giebt leicht Antimon ans Quecksilber und ersteres befähigt das Eisen, sich zu amalgamiren, so dass man ein Product mit bis 25 Proc. Eisen erhält. Durch chlorirendes Rösten und Auslaugen des Röstgutes mit Wasser lässt sich das Antimon entfernen.

Apparate. Die Apparate [6]) bestehen in den nordamerikanischen Amalgamirwerkstätten (mills, Mühlen), wenn möglich terrassenförmig angeordnet, zu oberst in Brechmaschinen (von Blake oder Dodge), darunter Pochwerken und von den abgehenden Feuergasen der Röstöfen geheizten Gusseisenplatten zum Trocknen des Erzes von den Brechmaschinen; im Niveau der Pochwerkssohle befinden sich die Röstöfen (für schwefelreiche Erze am besten Flammöfen mit langen Herden, für schwefelärmere Erze z. B. Oefen von Stetefeldt, S. 78, und Brückner, S. 151), in der tiefsten Etage die Amalgamirpfannen. Zur Abscheidung des Amalgames von dem Erzbrei dienen Rührbottiche (settler, separator), aus denen die die Abgänge (tailings) enthaltende Trübe, welche noch geringe Mengen von Quecksilber- und Amalgamtheilchen, sowie alle noch unaufgeschlossenen Gold und Silber führenden Sulfurete enthält, in Holzbottiche (Agitatoren, Concentratoren) mit Rührwerk fliesst, deren fester Inhalt ausgeschlagen und nach dem Verwittern an der Luft nochmals mit Kupfervitriol und Salz amalgamirt wird. Das dem

---

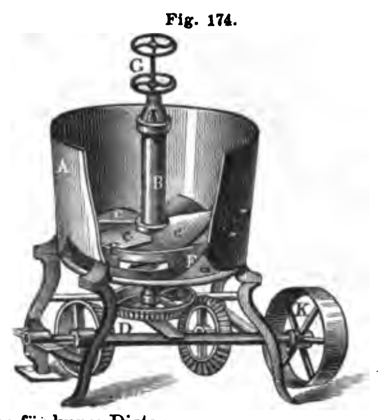
1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 349. 2) Ebend. 1866, S. 328; 1871, S. 277; 1873, S. 285; 1874, S. 429, 449; 1879, S. 372; 1880, S. 109. Min. and scientific Press, San Francisco 1871, Nr. 15. 3) Eng. and Min. Journ. New York 1880, Vol. 29, Nr. 18, 20, 23. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 396; 1871, S. 313; 1872, S. 55. Crookes and Röhrig's Practical Treatise on Metallurgy adapted from the last german Edition of Prof. Kerl's Metallurgy. London 1868, Vol. 1, p. 347. 5) B. u. h. Ztg. 1869, S. 282, 288. Küstel, c. l. S. 105, 186. 6) Preuss. Ztschr. 26, 57; 27, 147. B. u. h. Ztg. 1880, S. 108. Egleston, c. l. Hague, c. l. Firmin's Amalgamator in Eng. and Min. Journ. 1878, Vol. 26, Nr. 18.

Settler entnommene Amalgam wird nach dem Reinigen in einer kleinen Waschpfanne unter Quecksilberzusatz durch einen Drillichsack filtrirt, auch wohl noch mittelst einer Dampfpresse ausgepresst, dann das Amalgam in einem halbcylindrischen Blechgefässe mit Theilern von 550—900 kg Fassungsraum in gusseisernen Retorten mit Liebig'schem Kühler aus Holz oder Eisen geglüht, wobei das Quecksilber durch einen Beutel in einen Wasserkasten fliesst. Das zurückbleibende güldische Silber (crude bullion) wird in einem Tiegelofen mit bis 8 Graphittiegeln feingebrannt und das Feinsilber (bullion) in Pfannen ausgegossen. — Zum Transport des Quecksilbers [1]) aus einem niedrigen auf ein höheres Niveau verwendet man Dampfdruck, ein Vacuum oder eine Quecksilberpumpe.

Die Pfannenconstruction erfordert grössere Vollkommenheit, wenn Reagentien nicht in Anwendung kommen, und werden in dieser Hinsicht von der grossen Anzahl empfohlener Pfannen die von Wheeler [2]) mit ihren Verbesserungen von Fountain, Patton, Varney [3]), Horn [4]), Cone, von Hepburn und Peterson [5]), von Gaston [6]) und Stevenson [7]), sowie die Combination-pan besonders gerühmt wegen grösserer Wirksamkeit als die älteren Pfannen. [8]) Pfannen.

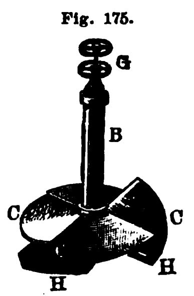
Während die älteren Pfannen mit doppeltem Boden versehen sind, um in den Zwischenraum zwischen beiden Böden Dampf zu leiten, so wird bei neueren Pfannen der Dampf direct in die mit Deckel geschlossenen Pfannen geführt, und hierdurch eine raschere Erhitzung erzielt. Man darf aber den Abblasedampf der Maschine wegen Fettgehaltes nicht verwenden. Von den Pfannen mit flachem oder trichterförmigem Boden stehen erstere im allgemeineren Gebrauche. Die Pfannen unterscheiden sich ausserdem noch durch das Material, die Constructionen zum Heben und Senken des Läufers, verschiedene Einrichtung der Schuhe u. s. w.

Fig. 174.



Gaston's Pfanne (Fig. 174, 175). *A* gusseiserne Pfanne. *B* rotirender Läufer mit schraubenartig angesetzten Flügeln *C*, welche für kurze Distanz übereinander greifend, den Quickbrei zwischen sich hinabpressen. *E* Mantel mit Löchern zum Austritt des Erzbreies. *H* Reibeschuhe in Verbindung mit den Flügeln. *K* Riemenscheibe zum Umtriebe des Räderwerkes *D*. *G* Getriebe zum höheren und tieferen Stellen der Läufer (in der Mahlperiode tiefer, als in der Quickperiode, 2—7 mm). Beispiele.

Fig. 175.



Hornpfanne, in Virginia City sehr verbreitet. Bei derselben trägt die gusseiserne Pfanne in der Mitte einen Conus, durch welchen eine stehende Welle hindurchgeht, welche eine Glocke (driver) mit dem Läufer (muller) trägt. Letzterer schleift mit 4—6 Schuhen (shoes) am unteren Ende auf in den Pfannenboden eingesetzten Eisenplatten (dies). Schuhe und Eisenplatten

1) Min. and scientif. Press, Vol. 25, Nr. 16; Vol. 28, Nr. 8. Preuss. Ztschr. 26, 62. 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 373, Taf. 7, Fig. 4 u. 5; 1873, S. 304; 1880, S. 350. American Journ. of mining 1868, Vol. 6, Nr. 2; 1872, Vol. 14, Nr. 27. Preuss. Ztschr. 26, 62; 27, 151. Egleston, c. l. p. 8 (mit Abbildg.). Hague, c. l. 1870, S. 219. 3) B. u. h. Ztg. 1880, S. 350. 4) Ebend. 1880, S. 350. 5) Ebend. 1866, S. 376, Taf. 7, Fig. 7—9. 6) Ebend. 1867, S. 257, Taf. 8, Fig. 16 u. 17. Patton's und Horn's Pf. in Engin. and Min. Journ. New-York 1873, Vol. 15, Nr. 1 u. 2. 7) B. u. h. Ztg. 1880, S. 350. 8) Ebend. 1866, S. 343, Taf. 7, Fig. 1 u. 2.

füllen nicht die ganze Fläche aus, sondern lassen je einen Canal von 25 cm Breite und nach unten schräg einfallend zwischen sich, der im Radius oder in einem flachen radial verlaufenden Bogen liegt. Bei 6 Schuhen sind 6 Canäle vorhanden, die sich bei der Rotation bald decken, bald von einander entfernen. Die stehende Welle ist mit der Glocke fest verbunden. Mittelst einer Schraubenspindel lässt sich der Läufer genau einstellen. Die Entleerung geschieht durch ein Spundloch. Während des Ganges ist die Pfanne mit Holz- oder Eisendeckel versehen. Für 2 t Fassungsraum hat die Pfanne 1.5 m Durchmesser und 0.75 m Tiefe und bedarf 3 Pferdekräfte, während die kleine Wheeler-Pfanne von 1.2 m Durchmesser und 0.6 m Tiefe für 1 t mit $1^1/_2$ Pferdekräften auskommt. — Bei Patton's Pfanne bestehen die Wände aus Holz.

Rührbottiche.

Rührbottiche (Settler)[1]), Holzgefässe von 2.8—3 m Durchmesser und 950—1000 mm Tiefe mit darin rotirenden Armen und nach der Peripherie geneigtem Boden, ringsum mit einer Rille versehen, welche in eine aussen an den Bottich angeschraubte, zum Ablassen des Amalgames dienende Röhre mündet; auch entnimmt man das Amalgam den Sammelbottichen wohl durch Heber.

Fig. 176.

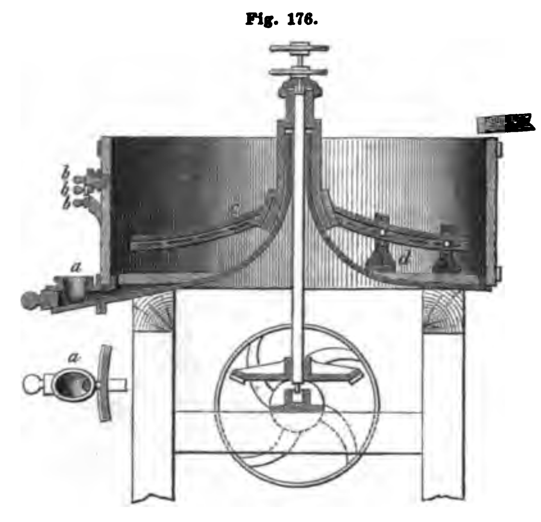


Fig. 176. *A* Bottich mit stehender Welle, daran befestigt die Glocke *a* und daran die 4 Arme *b* mit Schuhen *c* von Holz oder Eisen, welche bei 14—16maligem Rotiren in der Minute lose über den Boden hinstreichen und das Spülwasser aufrühren. *d* Rille zur Aufnahme des Amalgams. *e* Abzugsrohr, in den Topf *f* mündend, dessen Inhalt selbstthätig in andere Sammelgefässe tritt oder daraus ausgeschöpft werden kann. *g* Spundlöcher zum Ablassen der Trübe. 1 Settler kommt gewöhnlich auf 2 Pfannen.

Agitatoren.

Agitatoren[2]), Holzbottiche mit an einer stehenden Welle rotirenden Armen mit daran herabhängenden Holzstäben zur Abscheidung der in den tailings enthaltenen Sulfurete, welche in den Tailings-Mühlen weiter verarbeitet werden. Als sehr zweckmässig wird der Concentrator von E. Koch in Nevada City in Californien gerühmt.

Retortenöfen.

Oefen mit 3—4 Retorten von 1.5 m Länge, 0.3 m lichtem Durchmesser und 2 cm Wandstärke, in ein 5—7 cm weites Kühlrohr auslaufend; Ueberzug der Retorten aus Thon, Kalk oder Holzasche.

Feinschmelzöfen.

Tiegelofen mit bis 8 Graphittiegeln zu je 56—62 kg Inhalt.

Abweichungen.

119. Amalgamirverfahren.[3]) Dasselbe weicht ab, je nachdem man nach Beschaffenheit der Erze ohne oder mit Röstung, ohne oder mit Reagentien, mit verschieden eingerichteten Pfannen, verschiedener Behandlung der tailings u. s. w. arbeitet.

1) Settler, Agitatoren, Retorten- u. Feinschmelzöfen in Preuss. Ztschr. 26, 64. B. u. h. Ztg. 1880, S. 109, 350. Egleston, c. l. p. 14. Agitatoren in Hague, Mining Industr. Washington 1870, p. 229, Taf. 23; Taf. 17 (Separator). Booth's Agitator u. Settler in Engin. and Min. J. 1873, Vol. 15, Nr. 11. 2) B. u. h. Ztg. 1880, S. 351. 3) Ebend. 1866, S. 343, 378; 1867 S. 257; 1871, S. 277.

a) Amalgamation reinerer Erze ohne Röstung (Washoe-process).[1]

Washoe-process.

Beispiele.

Comstockerzmühlen (Virginia City, Washoedistrict, Nevada).[2] Quarziger Schwefelkies mit Silbererzen (ged. Ag, Glaserz, Polybasit, Sprödglaserz, Rothgiltig) mit einem Durchschnittsgehalte von 56 Doll. Ag- und Au-Gehalt per t, Goldgehalt = $^1/_4$—$^1/_3$ des Silberwerthes. Zerkleinerung der Wände in Steinbrechern, Pochen zum feinsten Mehl in sogenannten californischen Pochwerken, Einleiten der Pochtrübe in Schlammsümpfe (tanks) und der thonigen Trübe daraus wohl in grosse Klärbassins zum Absatz von Schlämmen (slimes), welche zuweilen mit befriedigendem Erfolge durch Verwitternlassen oder chlorirendes Rösten und Amalgamiren sich verwerthen lassen, meist aber nicht; Einfüllen der aus den Pochsümpfen (settling tanks) entnommenen Massen bei angehobenem Läufer in die Pfanne (Wheeler- oder Horn-Pfanne), Verdünnen mit Wasser bis zu einem mässig dicken Breie (pulp), von dem dann 1—2 t vorhanden sind, Zusatz von Salz (1—3.6 kg) und Kupfervitriol (0.3—1.4 kg), Zuleiten von Dampf, anfangs direct in den Brei, bis die Temperatur 94° C. beträgt, dann nur in den Boden, Versetzen des Läufers in Rotation bei 60—90 Umdrehungen pro Minute während 2—3 St. behufs Zerreibung des Erzes, Zusatz von 27—36 kg Hg in dünnem Strahle in die Mitte der Pfanne, etwas Heben des Läufers, weitere noch 2—3stündige Rotation, Anhalten des Läufers, etwas Heben desselben, Oeffnen des Entleerungsloches, Herausspülen des Amalgames und noch freien Hg unter Zuführung von frischem Wasser in den tiefer stehenden Settler (Fig. 176), Umrühren seines Inhaltes während 5 St., Ablassen der Trübe durch die Spundlöcher in die Agitatoren (S. 314); Waschen des Amalgames in einer kleinen Pfanne, Filtriren durch einen Drillichsack, Pressen mittelst einer kleinen Dampfpresse, Erhitzen in einer halbcylindrischen Blechpfanne 550—900 kg in gusseisernen Retorten (S. 344) 8—10 St., Feinschmelzen des Rückstandes im Windofen mit 8 Graphittiegeln mit etwas Borax bei 2—3 Proc. Verlust in solcher Menge, dass jeder Tiegel beim Ausgiessen 2 Barren Feinsilber à 56—62 kg giebt. Gesammtausbringen bis 75 Proc. der Metallanlage, durch chlorirendes Rösten wesentlich zu steigern.

Owyhee (Idaho).[3] Verarbeitung von 40 t Erz in 24 St. im Pochwerke mit 4 Pochsätzen à 5 Stempel, 16 Wheeler-Pfannen; Pfannencharge 600 kg nebst Kupfervitriol, Kochsalz und Potasche Rotirenlassen $2^1/_2$ St., dann Zusatz von 75 kg Hg und weiteres 3 St., Rotirenlassen bei 60 Umdrehungen des Läufers in einer Minute, Gesammtausbringen 60 Proc. der Silber- und 90 Proc. der Goldanlage; Quecksilberverlust $^3/_4$ kg per t verarbeitetes Haufwerk (Güldisch Silber, Horn- und Geschmeidigglaserz in Quarz und Kalkspath, Werth von 40—50 Doll. per t).

Ontariomühle (Utah).[4] Verarbeitung von 32 t Erz (Chlor-, Schwefel- und Antimonialsilber mit wechselnden Mengen von Bleiglanz, Weissblei- und Rothkupfererz), in grossen Wheelerpfannen von $2^1/_6$ t Fassung, Zusatz von $2^1/_2$ kg Kupfervitriol und 30 kg Salz, letztere in grösserer Menge wegen der fremden Beimengungen im Erz; Zusatz von 117 kg Hg in der Amalgamirperiode, Chargendauer 12 St., Glühen von 300—350 kg Amalgam in einer Retorte von 1.2 m Länge und 38 cm Breite; 0.5 kg Quecksilberverlust auf 1 t Erz, 84 Proc. Silberausbringen. Neuerdings Rösten der Erze im Stetefeldtofen wegen Zunahme der Schwefel- und Antimonsilbererze nach der Tiefe zu.

b) Amalgamation unreiner Erze mit Röstung (Reese-River-Process) unter Anwendung von Pfannen (Manhattan) und rotirenden Fässern (S. 333).

Reese-River-Process.

Manhattan-Mühle (Austindistrict, Nevada).[5] Erze aus Quarzgängen mit vorzugsweise Rothgiltig, Sprödglaserz, Fahlerz, Bleiglanz, Kupfer- und Schwefelkies in feiner Zertheilung; trockene Aufbereitung nach System Krom durch Walzwerke, Separationstrommeln und Luftsetzmaschinen, Rösten mit Kochsalz im Stetefeldtofen (S. 78) von 7—10 m Höhe in 24 St. 20—50 t, wobei ein grösserer Gehalt an Kupferkies, Blende und Bleiglanz störend wirkt, oder dann besser im Brückner'schen Ofen (S. 151), welcher dieselbe Arbeit, die der Stetefeldtofen in kürzester Frist bei sehr hoher Temperatur vollbringt, in vielen Stunden bei verhältnissmässig niedriger Temperatur leistet. Amalgamation in Pfannen. — Andere Mühlen bei St. Austin,

1) Eng. and Min. Journ. 1874, Vol. 17, Nr. 20 (B. u. h. Ztg. 1874, S. 247). 2) Preuss. Ztschr. 26, 57. 3) B. u. h. Ztg. 1869, S. 281; 1871, S. 277. Preuss. Ztschr. 27, 149. 4) Preuss. Ztschr. 27, 151. 5) Ebend. 27, 147. B. u. h. Ztg. 1880, S. 107; 1872, S. 96.

z. B. die Mettacommühle, arbeiten mit rotirenden Fässern (S. 333); desgleichen die Pelican-Mine in Colorado (S. 334). — Viel Blei und andere Unreinigkeiten enthaltendes filtrirtes Amalgam wird in Beuteln in durch Dampf erhitztes Wasser gehalten und die Oberfläche des Amalgames so lange abgestreift, bis sie hell glänzt; dann wird das Amalgam nochmals durch Beutel in kaltes Wasser gepresst. Auch wirkt ein Verdünnen des Amalgames mit Quecksilber und Filtriren reinigend und bei einem Fettgehalte wäscht man dasselbe mit Lauge. Das Amalgam besteht in Nevada aus 1 Thl. Ag und 4 Thln. Hg, in Colorado aus 1 Thl. Ag und 5 Thln. Hg. Ausglühsilber in Chargen von 1000 kg, in 8 St. beendigt, enthält noch 1—1¼ Proc. Hg, die sich erst bei Weissgluth austreiben lassen. Schmelzen des Silbers in Tiegeln bei 2—3 Proc. Schmelzverlust; Quecksilberverlust im Ganzen ¾—6—8 Pfd. per t. — Statt einer chlorirenden Röstung hat Patschen[1]) die Behandlung der Erze mit Kupferchlorid empfohlen.

Rivot's Verfahren.[2]) Rösten der Erze mit überhitztem Wasserdampfe zur Abscheidung von metallischem Silber aus Schwefelsilber in rotirenden Cylinderöfen (S. 151), Amalgamation in vertikalen Mühlen; Arsen und Antimon enthaltende Erze erfordern einen Zuschlag von gerösteten Kiesen beim Rösten.

Rührer. c) Verfahren in Rührwerken. Dieses Verfahren giebt nur bei Silberkeraten zufriedenstellende Resultate.

Beispiel. Chili. Chili. Einbringen von 1500 kg Erz in ein hölzernes Gefäss mit Eisenboden und eisernem Rührwerke, Zusatz von 20mal soviel Quecksilber, als im Erze Silber enthalten, Umgehenlassen des Rührwerkes 4mal per Minute während 20 St., Zuleiten von Wasser behufs Wegschwemmens der Rückstände, Ablassen des Amalgames u. s. w. Gehalt der Rückstände 0.0008—0.002 je nach der Reichhaltigkeit der Erze.

---

2. Abschnitt.

Extractionsprocesse.

Wesen der Processe. **120. Allgemeines.** Dieselben beruhen entweder darauf, das Silber in eine lösliche Verbindung überzuführen und dasselbe aus dieser metallisch oder geschwefelt zu fällen[3]) (Processe von Augustin, Ziervogel, Claudet und Patera), oder die das Silber (und Gold) begleitenden metallischen Verbindungen in Lösung zu bringen und den silber- und etwa goldhaltigen Rückstand der Verbleiung zu unterwerfen (Säureextraction).

Vergleichung mit anderen Processen. Diese Processe zeichnen sich vor den Schmelzarbeiten durch Wohlfeilheit und rascheres und vollständigeres Silberausbringen, sowie Ersparung bis zu 40 Proc. Kosten bei der Kochsalzlaugerei (zu Tajowa[4])) gegen die Verbleiung aus, erfordern aber zum Theil ein Material von bestimmtem Grade der Reinheit und lassen deshalb nur eine beschränktere Anwendung zu. Durch die Amalgamation[5]) lässt sich das Silber, z. B. in Vergleich mit der Augustin'schen Extraction, eben so schnell ausbringen und zwar durch Glühen des Amalgames vollständiger, während bei Augustin's Verfahren ein Theil des Silbers mit dem Fällkupfer vermischt ist. In Gegenden, wo Quecksilber billig, dagegen Kochsalz theurer (Colorado, Arizona, Montana u. s. w.), kann die Amalgamation vor der Augustin'schen Extraction pecuniären Gewinn geben; letztere bedarf aber weniger maschineller Vorrichtungen. Die Processe der ersteren Art sind difficiler, als die Säurelaugerei und verlangen wie bemerkt, wenn sie das höchste Silberausbringen geben sollen, die Abwesenheit oder sehr

1) Raymond's Statistics etc. 1874, Cap. 17. B. u. h. Ztg. 1876, S. 187. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. 3) Neumann, die Extraction u. s. w. 1863. B. u. h. Ztg. 1866, S. 239. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 287. 5) Ebend. 1866, S. 23. Oest. Ztschr. 1857, S. 108.

beschränkte Anwesenheit gewisser Substanzen (Blei, Antimon, Arsen, Zink u. s. w.), deren Beseitigung indess durch neuere Verbesserungen immer mehr gelungen ist. Der subtilste Process ist der Ziervogel'sche, während die Säurelaugerei unreinere Materialien zulässt.

Von den empfohlenen Extractionsprocessen haben nur die vorstehenden praktische Bedeutung erlangt. Der bereits früher von Becquerell[1]) betretene galvanische Weg bricht sich neuerdings Bahn.

1. Capitel. **Kochsalzlaugerei** (Augustin's Process).

121. Allgemeines. Der Process[2]) besteht darin, die silberhaltige Substanz chlorirend zu rösten, das Chlorsilber mittelst Kochsalzlösung als lösliches Doppelsalz von Chlornatrium-Chlorsilber auszuziehen und aus dieser Lösung das Silber durch Kupfer zu fällen. **Wesen des Processes.**

Statt concentrirter heisser Kochsalzlösung von 62—70° C. zum Auslaugen wendet man in Ungarn[3]) concentrirte kalte Lösung von 12—19° C. mit nachstehenden Vortheilen an: gleich vollständige Ausziehung des Chlorsilbers, geringere Auflöslichkeit von Antimon und Blei und in Folge dessen reineres Fällsilber, geringere Abnutzung der Holzgefässe, Laugenleitungen und Pumpen, Ersparung der Vorrichtungen und Kosten zum Erhitzen der Lauge. Erst unter 6.2° C. nimmt die Lösungsfähigkeit der Kochsalzlösung ab. Sinkt bei Anwendung heisser Kessellauge die Temperatur im Extractionssaale viel unter 15° C., so scheiden sich basische Salze und Glaubersalz aus und die Silberfällung wird verzögert. Ausser Kochsalz und ähnlich wirkenden anderen Chloralkalien sind als Extractionsmittel für Chlorsilber[4]) noch Chlorcalcium, welches 6mal so viel auflöst, wie Kochsalz, und Eisenchlorür (Hunt-Douglas-Process) in Anwendung gekommen. Ammoniak[5]) ist als Lösungsmittel nicht bewährt befunden.

Einen störenden Einfluss können Verunreinigungen der Erze herbeiführen, unter Anderem einen Silberverlust beim chlorirenden Rösten durch Verdampfung (Antimon, Arsen, Blei, Kupfer, Zink), Sinterknotenbildung (Blei), Auflösung von Chlormetallen in der Kochsalzlauge und Ausfallen daraus mit dem Silber (Antimon, Arsen), Ausscheidung von in heisser Kochsalzlauge aufgelösten Chlormetallen bei deren Abkühlung (Chlorblei), dadurch Verunreinigung des Cementsilbers und Verstopfen der Filter. Aehnlich kann sich in Kochsalzlauge aufgelöstes Kupferchlorür verhalten, welches bei Luftzutritt in basisches unlösliches Chlorkupfer übergeht, sowie Eisenchlorür.

Zur Beseitigung von Antimon und Arsen werden die Erze u. s. w. wohl erst oxydirend geröstet, zuerst unter Zusatz von Kohle, dann mit Kochsalz; oder mit Kochsalz und Schwefelkies, wo dann die aus gebildeten Sulfaten ausgetriebene dampfförmige Schwefelsäure antimon- und arsensaure Salze zerlegt. Ein grösserer Chlorbleigehalt kann vor der Extraction des Chlorsilbers mit Kochsalzlauge durch viel heisses Wasser ausgezogen werden; dieses ist bei kalter Kochsalzlösung nicht erforderlich, wenn der Bleigehalt z. B. in Schwarzkupfer 12 Proc. nicht übersteigt.

Die Kochsalzlaugerei wird seltener für Erze, als für kupferreiche Hüttenproducte angewandt, weil erstere gewöhnlich minder rein sind.

122. Verfahren. Dieses modificirt sich hauptsächlich je nach der Art des Materiales (Erze, Leche, Speisen, Schwarzkupfer) und den fremden Beimengungen und kann nachstehende Operationen erfordern: **Modificationen.**

1) B. u. h. Ztg. 1856, S. 85; 1871, S. 175. Raymond's Statistics, Washington 1870.
2) Grützner, die Augustin'sche Silberextraction. Braunschweig 1851. — Markus in B. u. h. Ztg. 1855, S. 64. Rivot, Traité de Métallurgie 1871, Tom. 1, p. 405.
3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 190; 1872, S. 50.
4) Löslichkeit des Chlorsilbers in verschiedenen Chlorverbindungen in B. u. h. Ztg. 1874, S. 459.
5) Kerl, Met. 4, 258.

Chlorirendes Rösten.

1) **Chlorirendes Rösten.** Dieses gleicht im Wesentlichen demjenigen bei der Amalgamation und geschieht meist in ein- oder doppelherdigen Röstflammöfen (S. 325).

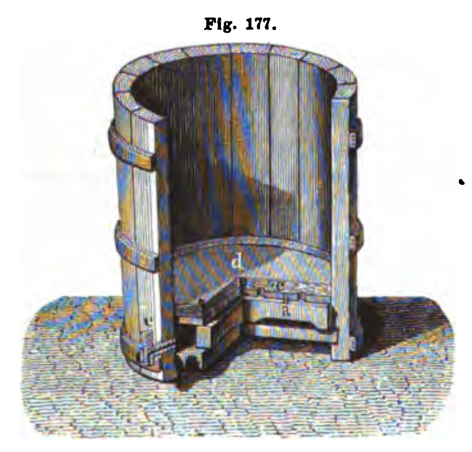
Rösten von Erzen [1]), je nachdem sie frei von Antimon und Arsen sind oder nicht, direct mit Kochsalz bei Schwefelkieszuschlag oder erst oxydirend, dann chlorirend. Guyard behandelte ein quarziges Silberhornerz von Utah mit 2.3—2.5 kg Ag in 1 t erst mit nascirendem Chlor, dann mit Kochsalzlauge. — Todtrösten von in ökonomischer Hinsicht zweckmässig auf 60—70 Proc. Cu angereicherten Kupfersteinen [2]), so dass neben Silbersulfat nur wenig Kupfersulfat, sondern meist Oxyde vorhanden sind, hierauf chlorirendes Rösten, wo sich dann weniger die Silberverflüchtigung begünstigendes verdampfendes Chlorkupfer erzeugt, als wenn man direct mit Kochsalz röstet oder die Vorröstung nicht weit genug treibt. — Auf Hüttenwerken Colorado's [3]) trägt Wasserdampf zur vollständigeren Chloration des Silbers in Antimon und Arsen enthaltenden Erzen bei. Der Flugstaub enthält bis 0.8 Proc. Ag. — Rösten von Speisen, wie antimon- und arsenhaltige Erze, bei einem grösseren Kupfergehalte Rösten ohne Kochsalz mit Lechen oder Schwefelkies (Stefanshütte), wo dann die Chlorirung und Auflösung des Silbers durch Kupferchlorid und Kochsalz im Auslaugekasten stattfindet. [4]) — Rösten von feinzertheilten Schwarzkupfern bei Kochsalzzuschlag (S. 335) anfangs bei niedriger Temperatur (Vorrösten), dann kurze Zeit in höherer (Gaarrösten) zur Umwandlung der gebildeten Salze und Chloride des Kupfers und Eisens in basische Salze und Oxyde, wohl unter Zusatz von Kohle, um antimon- und arsensaure Salze zu zerlegen.

Der Grad der Röstung wird wie bei der Amalgamation erkannt (S. 328).

Zur Umgehung der bei der Röstung nicht zu vermeidenden Silberverluste (nach Plattner bei reinen Kupfersteinen bis 6 Proc. incl. des Silbers in den Rückständen), hat man die Chloration auf nassem Wege [5]) mittelst Kupferchlorids, Eisenchlorids oder Salzsäure, wohl mit Anwendung von Wasserdampf versucht. [6])

Auslaugen.

Fig. 177.



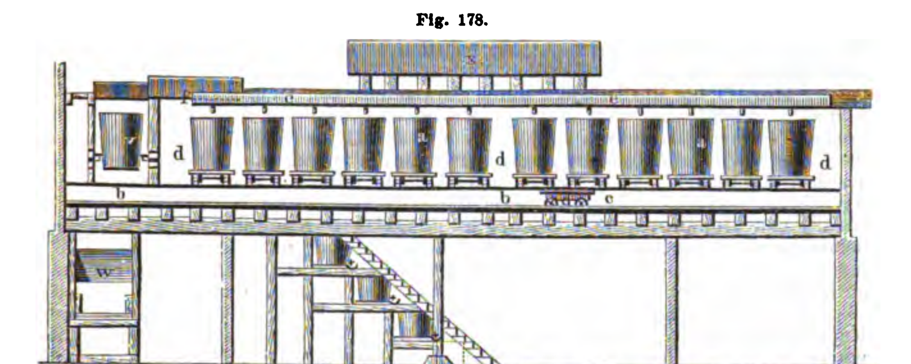
a Holzkreuz. *b* durchlöcherter Losboden. *c* Birkenreisig oder Stroh. *d* Mit Leinwand überspannter Reif, an der Bottichwand mit Werg verstopft und dadurch festgehalten; die Leinwand zur bessern Conservation wohl in Lohebrühe getränkt und getrocknet.

2) **Auslaugen des Röstgutes** bei folgenden Manipulationen: Eintragen des abgekühlten und gesiebten Röstgutes (die Siebgröbe kommt gemahlen wieder zum Rösten) auf das Filter der runden Laugebottiche [7]) (Fig. 177), auch wohl viereckiger Kästen, Auslaugen vorhandenen Chlorbleis in grösserer Menge durch heisses Wasser, dann des Chlorsilbers bei auf das Röstgut gelegter durchlöcherter Vertheilungsscheibe, indem in der aus dem Reservoir *x* des früheren Freiberger Apparates (Fig. 178, 179) gespeisten Pfanne *f* concentrirte Kochsalzlösung auf 62 bis 70 °C. erhitzt, ins Gerinne *e* abgezapft und aus diesem in die auf Wagen *d* auf einer Eisenbahn *c* der Laugbühne *b* stehenden Laugenbottiche *a* tröpfeln gelassen wird, bis in der unten durch Hähne ab-

1) Röstverhalten ungarischer Erze in Tunner's Leob. Jahrb. 1865, S. 199. 2) Plattner's Röstprocesse 1856, S. 284. B. u. h. Ztg. 1864, S. 126. 3) B. u. h. Ztg. 1878, S. 372. 4) Ebend. 1866, S. 133. 5) Kerl, Met. 4, 262. 6) Oest. Ztschr. 1856, S. 171; 1857, S. 779; 1860, Nr. 11. B. u. h. Ztg. 1856, S. 266; 1861, S. 60. 7) Tränken der Holzgefässe mit Paraffin in B. u. h. Ztg. 1880, S. 344.

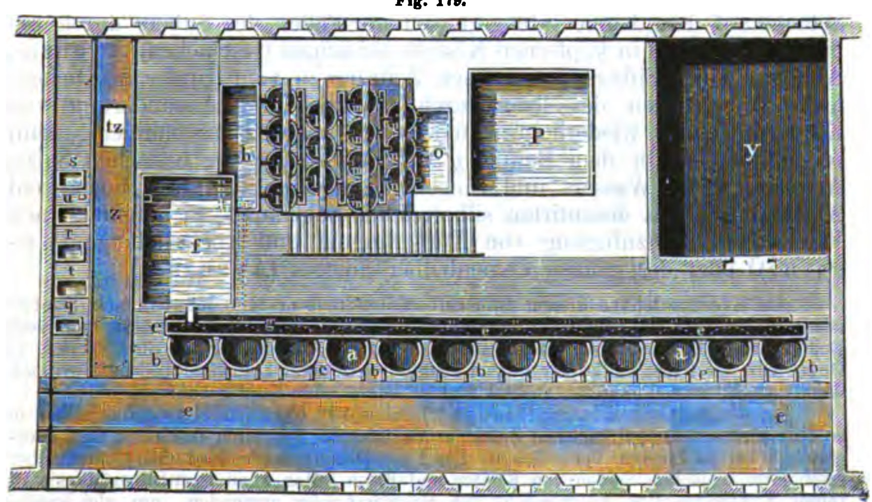
laufenden Flüssigkeit blankes Kupferblech nach $^{1}/_{4}$stündigem Liegen nicht mehr bläulich beschlägt; zur Vermeidung von Klossbildung beim Zusammentreffen des trockenen Mehles mit Flüssigkeit durch Bildung wasserfreier Salze auch wohl Eintragen des mit Kochsalzlauge ange-

Fig. 178.



feuchteten Mehles in die mit Kochsalzlauge halb gefüllten Kästen, dann Vollfüllen derselben mit Lauge, 2—3stündiges Stehenlassen, Ablassen der Lauge, welche, so lange sie trübe ist, in den Extractionskasten zurückkommt, dann Regulirung des Ein- und Ausflusses der Lauge so,

Fig. 179.



dass ihr Niveau im Kasten constant bleibt. Methodisches Auslaugen der Rückstände mit heissem Wasser und mehr oder weniger gesättigten, in den Gefässen *s*, *u*, *r*, *t*, *q* befindlichen Flüssigkeiten, Transport der Fässer auf den Bahnen *c* nach dem Sturzbock *v*, Abstürzen der Rückstände, nachdem eine Probe ihre hinreichende Entarmung ergeben hat, durch die Oeffnung *tz* über die geneigte Ebene *w* auf eine Tafel, wo

sie behufs der Verschmelzung angebatzt werden; Ablassen der silberhaltigen Laugen durch das Gerinne *g* in das Klärbassin *h*, von wo sie sich durch Pipen in die terrassenförmig unter einander gestellten Silberfällgefässe *i* und *l* vertheilen.

Zu Stefanshütte [1]) verwendet man viereckige Laugekästen unten mit einer Lage Reisig, darüber Weidengeflecht, darauf Tuch, auf diesem Erz, dann wieder Weidengeflecht und Reisigschicht zur möglichst gleichmässigen Vertheilung der in einer durchlöcherten Rinne über den Kästen hin geleiteten Lauge.

Patera [2]) hat die Laugung durch Anwendung von Druck beschleunigt. Wie bemerkt, wendet man statt heisser Kochsalzlauge von 62—75° C. jetzt mit grossem Vortheile kalte von 12—19° C. und 22° B. an (S. 347). Ein Goldgehalt wird, wie bei der Amalgamation, nach Grützner [3]) nur zu $^2/_3$ ausgezogen und muss aus den Rückständen nach Plattner's Methode mittelst Chlors extrahirt werden. Als gleichzeitiges Ausziehungsmittel für Gold und Silber ist nach Patera [3]) und Röszner [4]) mit Chlorgas gesättigte Kochsalzlauge wirksamer befunden, als unterschwefligsaurer Kalk, von Kiss [5]) empfohlen. — Zuweilen wendet man bei silberhaltigen Kupfererzen den derart modificirten Hunt-Douglasprocess [6]) an (S. 237, 241, 250), dass man die mit Kochsalz gerösteten Erze mit Eisenchlorürlösung extrahirt, aus der Lösung das Kupfer durch Eisen, dann das Silber durch Kupfer fällt, den noch Chlorsilber, auch wohl Chlorgold enthaltenden Rückstand mit unterschwefligsaurem Kalke extrahirt und die gelösten Metalle durch Schwefelcalcium fällt (Ver. Staaten).

Silberfällung.

3) Silberfällung. Durchleiten der Silberlösung durch die mit Kupferstücken oder Granalien auf gleicher Filtrirvorrichtung, wie in den Laugengefässen, versehenen Fällgefässe *i* und *l*, wobei sich in Folge chemischer und galvanischer Wirkung unter Bildung eines löslichen Doppelsalzes von Chlornatrium und Kupferchlorür das Cementsilber in Form einer dichten, filzartigen, aus feinen Krystallen bestehenden Schicht auf dem Kupfer ablagert (seltener Fällen des Silbers durch Erhitzen der Lauge in kupfernen Kesseln bei armen Geschicken, Avanza); Abnehmen des Silbers in gewissen Zeiträumen vom Kupfer in Kuchenform, Verwaschen desselben durch ein Sieb zur Absonderung von Kupfertheilchen, wiederholtes Auswaschen mit salzsäurehaltigem, dann reinem Wasser in dem Raume *y* zur Entfernung der basischen Salze, Auspressen des Wassers und Einschmelzen oder Raffiniren, auch wohl Amalgamiren des decantirten silberreichen Schlammes in einem kleinen Fasse unter Hinzufügung von Kupferkugeln und Kochsalzlauge (Ungarn [7])) oder des ganzen Cementsilberschlieges (Avanza [8])).

Auf Stefanshütte dienen zum Silberfällen 0.95 m tiefe Kästen mit Steigröhren, so dass die Lauge die Granalienschicht ganz durchdringen muss, um vom Boden aus in den nächsten Kasten zu gelangen. — Auf dem Polar Star Werk [9]) in Colorado wird das Fällkupfer mit in Paraffin getränkter Leinwand bedeckt, wo sich dann das Silber auf letzterer ansetzt und so leicht vom Kupfer zu trennen ist.

Bei zu heisser Kochsalzlauge [10]), über 70° C., scheidet sich das Silber in so fein zertheiltem und dichtem Zustande ab, dass die Filtration erschwert wird, desgleichen bei zu langem Verweilen in den Fällgefässen; auch wird das Cementsilber reicher an basischen Salzen von Kupfer und Eisen. Man kann zum Silberfällen statt reiner Kupfergranalien auch solche von Schwarzkupfer anwenden, um gleichzeitig dessen Silber zu gewinnen. Durch einen Potaschenzuschlag beim Silberschmelzen lassen sich die Unreinigkeiten dann entfernen.

---

1) Bericht über die 2. Versammi. der Berg- u. Hüttenm. in Wien 1862, S. 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 82. 2) B. u. h. Ztg. 1851, S. 689; 1852, S. 151; 1853, S. 301. 3) Oest. Ztschr. 1863, Nr. 25, 40. B. u. h. Ztg. 1863, S. 336. 4) Oest. Ztschr. 1863, Nr. 24. 5) Neumann, Extraction 1863. B. u. h. Ztg. 1862, S. 319; 1864, S. 102. 6) B. u. h. Ztg. 1877, S. 339; 1878, S. 378. Preuss. Ztschr. 27, S. 155. Engin. and Min. Journ. 1875, Vol. 21, Nr. 12. 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 286. Oest. Ztschr. 1867, S. 11. 8) Ebend. 1866, S. 218. 9) Ebend. 1878, S. 373. 10) Ebend. 1871, S. 331.

4) **Kupferfällung.** Ausfällen des Kupfers aus der entsilberten Lösung, welche blankes Kupferblech nicht mehr weiss beschlagen darf, durch metallisches Eisen in den Fässern *mno* oder in Fälllutten, Wiederbenutzung des Cementkupfers zum Silberfällen oder bei einem Silbergehalte desselben Auswaschen, Pochen, Trocknen, Mahlen und Zutheilen zum Röstgute (Ungarische Schwarzkupferamalgamation); Einpumpen der silber- und kupferfreien Lauge in das Bassin *p*, wiederholte Benutzung zur Silberextraction, nachdem wohl von Zeit zu Zeit das Eisen durch Stehenlassen an der Luft als basisches Salz abgeschieden, das schwefelsaure Natron auskrystallisirt und etwas Kochsalz zugesetzt worden. Das Eisen scheidet sich jedoch als basisches Salz grossen Theils schon auf den entsilberten Partien ab und kann, wenn es sich, besonders bei stark lechigem Schwarzkupfer, namentlich aber Speisen, in grösserer Menge bildet, den Laugendurchzug hemmen, weshalb man zuweilen die Schlammschicht basischer Salze abhebt. Kupferfällung.

Die ungarischen Kupferfälllutten sind 3.2 m breite, 5.1 m lange und 0.5 m tiefe Kästen, in denen die Lauge in Folge eingesetzter, abwechselnd immer 53 mm von den Seitenwänden entfernt bleibender Scheidewände einen Zickzacklauf machen muss. Die durch die Scheidewände gebildeten 316 mm breiten Quercanäle sind wieder durch eingesetzte Bretter, die abwechselnd 53 mm vom Boden und dem oberen Flüssigkeitsniveau entfernt bleiben, in 0.63 m lange Zellen getheilt, deren erste Roheisen, die letzteren Schwarzblechschnitzeln enthalten.

Erzextraction. Avanza in Venetien.[1]) Rösten von Fahlerzen mit Schwefelkies und Seesalz, Extraction des Chlorsilbers mit erhitzter Kochsalzlauge, Erhitzen derselben in kupfernen Kesseln zur Silberausscheidung, Amalgamiren des Cementsilberschlieges, Fällen des Kupfers durch Eisen in Luttenkästen und Wiederbenutzung der Laugen zur Extraction. — Polar Star Reduction Works in Colorado.[2]) Rösten von Silbererzen mit viel Kiesen, 12 Proc. Arsen und Antimon, 0.34 Proc. Silber und 2.5 Proc. Kupfer mit Kochsalz und Wasserdampf (welcher eine vollständigere Chlorirung bewirkt) in einem Flammofen mit 3.6 m breitem und 12 m langem Herde während 10 St., wovon nur die letzte Stunde chlorirend, Auslaugen des Röstgutes mit heisser Kochsalzlösung (kalt von 25° B.) und zwar 7 t in jedem Gefässe 42—48 St., bis der Rückstand unter 0.01 Proc. Ag enthält, dann Auswaschen desselben mit kochendem Wasser; Fällen des Silbers in Bottichen mit seitlichen Etagen, auf welchen sich eine Schicht von Cementkupfer, bedeckt mit einer in Paraffin getränkten Leinwand, befindet und mit einem Rührer in der Mitte. Der krystallinische Silberniederschlag häuft sich auf dem Kupfer an, wird aber von demselben durch die Leinwand getrennt, dann gewaschen, getrocknet und zu Blöcken von 900 Taus. Feine geschmolzen; Fällen des Kupfers durch Eisen, Reinigen der Rückstandslauge durch Chlorkalk und Extraction des Flugstaubes aus dem Röstofen mit 0.8 Proc. Ag mittelst einer Lösung von Kochsalz und Salzsäure, bis die Rückstände nur noch 0.025 Proc. Ag enthalten. Totaler Silberverlust 8—9 Proc. — Kapnikbanya in Ungarn.[3]) Oxydirendes Rösten von gold- und silberhaltigen Kiesschliegen mit 1 Proc. Cu, 2—3 Proc. Pb und 20 Proc. Zn in Haufen, Auslaugen von Zinkvitriol, chlorirendes Rösten des Rückstandes u. s. w. — Versuche[4]) in Frei-berg, Chambery, Rochlitz, Arany-Idka und Tajowa, Mexico[5]), Stefanshütte[6]) u. a. mit wechselndem Erfolge. Beispiele. Erze. Avanza. Colorado

Kupfersteinextraction. Frühere Methoden[7]) im Mansfeld'schen und in Freiberg, misslungene Versuche zu Tajowa; Extraction der Rückstände von der Wasserlaugerei nach chlorirender Röstung mittelst Kochsalzlauge auf den Boston- und Colorado-Schmelzwerken.[8]) Kupferstein.

Speiseextraction. Stefanshütte in Ungarn.[9]) Rösten von Kupferspeise mit 38 Cu und 46 Proc. Antimon mit 10 Proc. Lechen ohne Kochsalz, Auslaugen in viereckigen Kästen (S. 350) mit warmer concentrirter Kochsalzlauge, Klären der Lauge Speise. Ungarn.

---

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 218, 287. 2) Ebend. 1878, S. 372. 3) Oest. Ztschr. 1880, Nr. 43. 4) Kerl, Met. 4, 263. 5) B. u. h. Ztg. 1870, S. 331; 1872, S. 288. 6) Ebend. 1866, S. 134. 7) Kerl, Met. 4, 266, 271. 8) B. u. h. Ztg. 1877, S. 249. 9) Kerl, Met. 4, 272. B. u. h. Ztg. 1866, S. 32. Oest. Ztschr. 1867, S. 19.

im Filterkasten, Aufsteigenlassen derselben durch Kupfergranalien (S. 350), Ableiten in den Kupferfällapparat (S. 351), Verlechung der Rückstände, Verschmelzen des antimonhaltigen Cementsilbers mit Potasche und Salpeter in Graphittiegeln (S. 295).

Versuche[1]) zu Tajowa und Schmöllnitz[2]), ferner zu Wyandotte[3]) unter Anwendung von Chlorcalcium (S. 347) als Extractionsmittel für Chlorsilber.

Schwarzkupfer. Tajowa.

Schwarzkupferextraction. Tajowa.[4]) Pochen, Mahlen und Sieben der 3—7 Proc. Antimon und 7—12 Proc. Blei enthaltenden Schwarzkupfer, Vorrösten von 225 kg Mehl mit 9—10 Proc. Kochsalz auf dem oberen Herde bei dunkler Rothgluth unter stetem Krählen während 5—7 St. (je nach dem Silber- und Antimongehalte). Zumengen von etwas Kohlenstaub, Gaarrösten auf dem unteren Herde zuletzt bei steter Rothgluth unter Zusatz silberreicher Mehle während 2½—3½ St., Einmengen von jedesmal 4 Proc. Kohlenstaub 3mal in Pausen von ½ St., noch 1½—2stündiges Feuern, Abkühlen im Ofen während ½ St., Sieben bei 100° C., Auslaugen in 2 Systemen à 9 Bottichen mit kalter Kochsalzlösung von 12—19° C. und 22° B. während 30—35 St., wo die Rückstände 0.005—0.01 Proc. Ag enthalten, Leitung der Silberlauge durch 3 Laugelutten in eine Sammellutte, daraus in 6 Fällsysteme à 3 etagenförmig unter einander stehende Bottiche. Waschen des Fällsilbers und Amalgamiren der Schlämme, Fällung des Kupfers in 26 Fälllutten durch Eisen, Auswaschen, Pressen, Trocknen, Mahlen und Zusatz des Fällkupfers beim Rösten. —

Schmöllnitz.

Schmöllnitz.[5]) Rösten der gepochten und gemahlenen Granalien mit 10—12 Proc. Kochsalz in 10 bis 12 St., Sieben, Extraction mit Lauge von 60—70° C. und 26° B., Fällen des Silbers und Schmelzen in Graphittiegeln (S. 295) oder, wenn viel basische Salze und feine Kupfergranalien beigemengt sind, Abschlämmen derselben, Amalgamiren des Silbers in einem kleinen Quickgefässe bei Zusatz von Kochsalzlauge und Kupferkugeln, Pressen und Destilliren des Amalgames. — Philipps[6]) knetet Cementkupferschliege mit Kochsalz und Alkalicarbonat an, trocknet die Masse, röstet im Flammofen, wobei sich Chlorsilber und Kupferoxyd erzeugen, und zieht ersteres mit heisser Kochsalzlösung aus. Durch den Zusatz von Alkali soll die Zersetzung etwa flüchtig werdender Kupfersalze und der Silberverlust durch Verflüchtigung verhütet werden.

2. Capitel. **Wasserlaugerei** (Ziervogel's Process).

Zweck.

123. Allgemeines. Dieser Process, von allen Silbergewinnungsmethoden die einfachste und billigste, aber wegen Erfordernisses sehr reinen Materiales nur selten anwendbar, bezweckt die Umwandlung von in Erzen und Hüttenproducten vorhandenen Schwefelsilbers durch oxydirende Röstung in Silbersulfat, Auflösen desselben in heissem, angesäuertem Wasser und Ausfällen des Silbers aus der Lösung durch Kupfer.

Anwendbarkeit.

Die Oxydation des Schwefelsilbers findet weniger direct durch den Sauerstoff der Luft, als durch dampfförmige Schwefelsäure statt, welche aus anderen anwesenden Schwefelmetallen in der Rösthitze entsteht. Besonders wirksam ist in dieser Beziehung Schwefelkupfer, weniger Schwefeleisen, weil letzteres zu rasch in Sulfat übergeht und dieses dann die Schwefelsäure zu früh, grossentheils noch vor der Silbersulfatbildungstemperatur verliert. Es eignet sich deshalb dieser Process besonders für kupferreiche, eisenarme Kupfersteine (Mansfelder Steine mit über 65 Proc. Cu (70—72 Proc.) und etwa nur 11 Proc. Schwefeleisen), weniger für im Wesentlichen aus Schwefeleisen bestehende Silberrohsteine[7]) (Schemnitzer Versuche 1858 bis 1864, welche ein Ausbringen von nur 78 Proc. Ag und Rückstände mit 14 Proc. Ag ergaben, also ungünstigere Resultate wie die übliche Reichverbleiung (S. 260). Jedoch ist ein geringer, nicht über eine gewisse Grenze gehender Schwefeleisengehalt in Kupfersteinen erwünscht, weil derselbe die Kupfervitriolbildung durch Entlassen schwefelsaurer Dämpfe beim Rösten begünstigt und den Process abkürzt.[8]) Werden

---

1) Kerl, Met. 4, 272, 274. 2) Oest. Ztschr. 1867, S. 19. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 459. 4) Kerl, Met. 4, 274. B. u. h. Ztg. 1871, S. 190, 287; 1873, S. 412. 5) Leoben. Jahrb. 1861, Bd. 11. B. u. h. Ztg. 1864, S. 322. Oest. Ztschr. 1867, S. 19. 6) Dingl. 231, 429. 7) Kerl, Met. 3, 281. Oest. Ztschr. 1864, S. 236; 1873, S. 312. 8) Plattner's Röstprocesse, S. 20, 140.

solche Steine [1]) einer oxydirenden Röstung bei steigender Temperatur unterworfen, so bildet sich zunächst Eisensulfat, dieses entlässt schwefelsaure Dämpfe, welche Schwefelkupfer oxydiren, dann verliert das Kupfersulfat seine Säure, welche Schwefelsilber sulfatisirt, so dass bei fertiger Röstung hauptsächlich Silbersulfat, Kupfer- und Eisenoxyd neben wenig Kupfersulfat gebildet sind. Bei noch weiter fortgesetzter Röstung scheidet Silbersulfat Silber aus. Speisen, Arsen- und Antimonmetalle, geben beim Rösten in Wasser unlösliches arsen- und antimonsaures Silberoxyd, welches durch schwefelsaure Dämpfe, aus zugesetzten Sulfaten [2]) (Kupfer- und Eisenvitriol) erzeugt, nur schwierig und unvollständig in schwefelsaures Silberoxyd sich umwandeln lässt und auch in höherer Temperatur bei bedeutendem Metallverluste sich der Extraction entziehendes metallisches Silber ausscheidet. Schwarzkupfer [3]) lässt sich nach diesem Verfahren direct nicht extrahiren, dasselbe muss granulirt, in einem Flammofen calcinirt, das entstandene Kupferoxyd gemahlen und mit Eisenvitriol oder Schwefelkies geröstet werden, um mittelst entstehenden Kupfervitriols Silbersulfat zu bilden (England). Silbererze werden wegen ihrer Unreinheit (Gehalt an Antimon, Arsen, Blei, Zink) oder Mangels an Schwefelkupfer dem Processe höchst selten unterworfen. — Silberhaltige Zinkblende [4]) von Pontpean hat man besser nach Ziervogel's Process extrahirt und den Rückstand auf Zink verhüttet, als erst die geröstete Blende auf Zink benutzt, den Destillationsrückstand auf einen Stein verschmolzen und diesen durch Wasserlaugerei entsilbert.

Dieser Process ist weit subtiler, als die Kochsalzlaugerei, so dass letztere zuweilen noch für die bei ersterem erfolgenden Rückstände in Anwendung gebracht wird, z. B. bei Antimon und Arsen enthaltenden Materialien (Boston- und Colorado-Schmelzwerke, S. 357), bei nach obigem Verfahren behandelten Schwarzkupfern, in deren mit Wasser ausgelaugten Rückständen leicht durch Zersetzung von Silbersulfat entstandenes metallisches Silber zurückbleibt. Schwierigkeiten des Processes.

Die Schwierigkeit des Processes liegt hauptsächlich in der erforderlichen subtilen Röstung und der nothwendigen reinen Beschaffenheit der zu bearbeitenden Producte, damit nicht silberreiche Rückstände entstehen. Diese können erfolgen durch Bildung metallischen Silbers bei zu hoher Rösttemperatur oder bei Anwesenheit von Kupferoxydul [5]) im Röstgute während des Röstens und Laugens, durch Entstehung von Silberarseniaten und Antimoniaten, durch Sinterknotenbildung bei Anwesenheit namentlich von Schwefelblei und Schwefelantimon (2 Proc. Schwefelblei schaden in Kupfersteinen noch nicht merklich); Zink, Arsen und Antimon disponiren das Silber zur Verflüchtigung. Enthalten Kupfersteine eingemengtes metallisches Kupfer, so entzieht sich dessen Silbergehalt der Extraction, weshalb man zum Concentriren solcher Steine weniger zweckmässig Schachtöfen als Flammöfen anwendet (S. 173).

124. Verfahren. A. Für Kupfersteine. Das ausgezeichnetste Material für die Wasserlaugerei bilden die kupferreichen, von Antimon, Arsen, Zink und Blei nahezu freien Mansfelder Kupfersteine [6]) (S. 224) mit 65—68 Proc., selbst 70—72 Proc. Cu und 0.33 Proc. Ag und einem nicht über eine gewisse Grenze gehenden und deshalb förderlichen Schwefeleisengehalte, weshalb dieser Process statt der früher angewandten Amalgamation (S. 334) und der Kochsalzlaugerei seit 1841 mit grossem Vortheile eingeführt ist. Steine mit zu hohem Kupfergehalte, z. B. 80 Proc., rösten länger und halten leicht silberhaltiges metallisches Kupfer eingemengt. Der Process erfordert nachfolgende Operationen: Verfahren für Kupfersteine.

---

1) Preuss. Ztschr. 11, 113. 2) Plattner's Röstprocesse, S. 158, 168. B. u. h. Ztg. 1857, S. 416. Oest. Ztschr. 1857, S. 126, 329. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 19. 4) Ebend. 1870, S. 190. 5) Plattner's Röstprocesse, S. 120, 140. 6) Kerl, Met. 3, 283. Berggeist 1867, Nr. 76—78, 80. Oest. Ztschr. 1864, Nr. 28; 1871, Nr. 10. Preuss. Ztschr. 17, 135. B. u. h. Ztg. 1869, S. 432. Rivot, Traité de Métallurgie 1871, Tom. 1, p. 425. Iron 1877, Vol. 20, Nr. 242.

Mahlen. 1) Mahlen der granulirten Kupfersteine zwischen Granitsteinen von 1.18 m Durchm., Sieben von 3000—4000 kg Mehl in 24 Stunden durch ein Sieb mit 321 Löchern pro qcm; neuerdings Zerkleinern des Steines in einer Sachsenberg-Brückner'schen Kugelmühle, innerlich mit cylindrischem Körper, äusserlich eine conische Trommel.

Während die früheren Mahlgänge mit französischen Steinen in 24 St. 2000 bis 2500 kg Schrot lieferten, aus welchem erst durch besondere Siebevorrichtungen das Mehl von gewünschter Feinheit erfolgte, so verarbeitet eine Kugeltrommel in 24 St. 10 000 kg Stein zu Mehl, welches direct durch das die Trommel umgebende Sieb mit 190 Maschen pro qcm gewonnen wird, wobei die Betriebskraft nicht mehr beträgt, als bei zwei Mahlgängen von 1.1 m Durchmesser.

Rösten. 2) Rösten.[1]) Dasselbe geschieht in zwei-, drei- und vierherdigen Flammöfen mit directer Feuerung auf dem untersten Herde, während die oberen muffelartigen Herde von der Hitze des unteren erwärmt werden. Die älteren zweiherdigen Oefen (Fig. 163, S. 326), sowie die ähnlich geformten dreiherdigen[2]) werden zu Anfang mit Steinkohlen und dann erst mit Wellholz behufs Ersparung an letzterem befeuert; mit Steinkohlen allein ist man nicht zum Ziele gelangt, weil sie zur Bildung von Kupferoxydul (S. 353) Veranlassung geben, was in den neueren 3- und 4herdigen Oefen mit Gasfeuerung nicht der Fall ist. Bei den zweiherdigen Oefen sind die Herde offen, bei den dreiherdigen wird durch Schlitze im Herde gearbeitet; die beiden obersten Herde sind mit Krahlvorrichtung versehen. Es sind auch zweiherdige englische Oefen mit grösseren Breitedimensionen bei geringerer Länge versucht, und zwar oberer Herd 628 mm hoch, 1.9 m lang und 4.1 m breit, unterer Herd 941 mm hoch, 1.9 m lang und 4.1 m breit.

Charge für 3herdige Oefen: 262.5 kg Spursteinmehl, 2 kg Silberkrätze vom Feinschmelzen, 1—5 kg ausgelaugte Röstknoten, 35 kg eine Sinterung verhütende reiche Laugerückstände mit 0.021 Proc. Ag und darüber, zusammen 314.5 kg. — Charge für 2herdige englische Oefen: 400 kg Röstmehl und 75 kg Zuschläge (ausgelaugte Röstknoten und Laugerückstände).

Verfahren. a) Vorröstung. Ausbreiten der Post auf dem obersten Herde, Entzünden von 5—6 Wellen darauf, einstündiges Krählen 1/4 St. nach dem Abbrennen des Holzes, Steigerung der Temperatur nach 1/2 St. unter Erglühen des Mehles vom Rande her, Zerkleinerung gebildeter Röstknoten (hauptsächlich aus basisch schwefelsaurem Eisenoxyd bestehend und leichter zu zerkleinern, als aus zusammengefritteten Schwefelmetallen in der letzten Periode gebildete), Wenden und Translociren, Krählen bis nach etwa 1 1/4 St. das Erz bei 4 1/2—4 3/4 St. ganzer Röstdauer auf den zweiten Herd gelangt, nachdem gegen das Ende etwas Braunkohlenklein zur Zersetzung von Sulfaten eingemengt worden.

Theorie. Bildung von Sulfaten, namentlich des Eisens, Zinks, weniger des Kupfers, Nickels, Kobaltes und Mangans, nicht des Silbers von denen sich im Wesentlichen nur Eisen- und Zinkvitriol gegen Ende der Periode zerlegen. Wird eine mittelst eisernen Löffels aus der Herdmitte genommene Probe (Laugprobe) durch Ausbreiten auf einem Mauersteine abgekühlt, die Knoten vom Feinen getrennt, letzteres mittelst eines Spatels kammartig auf einer porzellanen Untertasse ausgebreitet und tropfenweise

1) Plattner's Röstprocesse, S. 20, 140. Steinbeck in Preuss. Ztschr. 11, 95. B. u. h. Ztg. 1863, S. 37. Oest. Ztschr. 1864, S. 218. Berggeist 1867, Nr. 76 u. f. — Silberverluste in Dingl. 138, 119. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 79; 1869, S. 445, Taf. 13, Fig. 14—17.

Wasser hinter den Kamm fallen gelassen, so entsteht eine grünliche Lösung von Eisenvitriol mit nicht färbendem Zinkvitriol, in welcher Kochsalz keine Trübung von Chlorsilber hervorbringt. Entfernung von 30—40 Proc. Schwefel in dieser Periode. Die beim Abrösten von Schwefelmetallen, namentlich Kiesen auftretenden weissen Nebel von wasserfreier Schwefelsäure hält man gewöhnlich für ein Zersetzungsproduct von schwefelsaurem Eisenoxyd und durch Einwirkung von Eisenoxyd auf ein Gemenge von schwefliger Säure und Eisenoxyd entstanden. Dieses scheint indess der Wirklichkeit nicht zu entsprechen, indem die Nebel schon im ersten Moment der Entzündung der Schwefelmetalle auftreten und reiner verbrennender Schwefel solche Nebel auch giebt.

b) Oxydationsperiode. Einstündiges lebhaftes Krählen im rothglühenden zweiten Herde unter Vermeidung von Sinterknotenbildung, Wenden und Krählen während etwa 1 St., bis die Laugprobe eine blaue, an Kupfervitriol reiche Flüssigkeit giebt, welche mit Kochsalz schon eine geringe Silbersulfatbildung durch Entstehung einer Trübung nachweist. **Verfahren.**

Theorie. Zerlegung von Eisen- und Zinksulfat, Erzeugung von Kupfersulfat bei Rothglühhitze von 300—400° C., indem die aus ersteren entwickelten schwefelsauren Dämpfe hauptsächlich das Schwefelkupfer und auch einen geringen Theil Schwefelsilber sulfatisiren. Durch Einwirkung der Luft und der aus dem zersetzten Eisenvitriol entwickelten schwefelsauren Dämpfe auf die nicht unbedeutende Menge unzersetzten Schwefelkupfers erzeugt sich bei der Vorröstung viel Kupferoxydul, so lange sich noch schweflige Säure entwickelt, welches, auf eine Silberabscheidung hinwirkend (S. 353), in Oxyd übergeführt werden muss, was erst eintritt, sobald der grösste Theil der Schwefelmetalle zersetzt ist. Da eine rauchige Steinkohlenflamme die Bildung von Kupferoxydul befördert, so hat man mit Vortheil Gasfeuerung versucht. Eisenoxyduloxyd wirkt ähnlich störend, wie Kupferoxydul. Die Laugflüssigkeit enthält neben Kupfervitriol auch Zink- und Mangansulfat neben wenig Silbersulfat, der Rückstand neben Eisen- und Kupferoxyd auch basische Salze von Eisen-, Zink- und Kupferoxyd, sowie unzersetztes Schwefelsilber.

c) Gaar-, Todtröstungs- oder Feuerungsperiode auf dem unteren Herde bei Wellholzfeuer, neuerdings auch bei Gasfeuerung (S. 354), unter reichlichem Luftzutritte durch ein mit Register versehenes Loch unter dem Roste des dreiherdigen Ofens, einstündiges Krählen bei anhaltender, bis zur Hellrothgluth gesteigerter Hitze, Fortsetzung desselben bei niedrigerer Temperatur, Probenehmen nach $^3/_4$—1 St. aus der Mitte des Herdes, etwa 63 cm vor der Feuerbrücke, Translociren bei genügendem Fortgange der Röstung nach Ausweis der Laugprobe, Erhöhung der Temperatur, Krählen bis die Probe eine schwach blaue Flüssigkeit und diese bei Kochsalzzusatz einen starken käsigen Niederschlag giebt, wo sich dann bei stattgehabter guter Röstung bis 92 Proc. Silber auslaugen lassen. Bei noch stark blauer Probe und wohl gar durch Kupferoxydul ausgeschiedenen Theilchen von Silber muss noch starke oxydirende Röstung erfolgen. Ein Salpeterzusatz befördert die Röstung, die Dämpfe davon belästigen aber die Arbeiter. Durch Zusatz von Braunkohle gegen das Ende, worauf aber wieder eine kräftige Oxydation stattfinden muss, sucht man die Zersetzung von noch vorhandenem Eisen- und Kupfersulfat zu beschleunigen. Dauer des Gaarröstens etwa 3 St. **Verfahren.**

Theorie. Austreiben dampfförmiger Schwefelsäure zur Sulfatisation des rückständigen Schwefelsilbers bei höherer Temperatur (750—770° C.) weniger aus den neutralen, als aus basischen Salzen, namentlich schwefelsaurem Kupferoxyd, wobei aber die Temperatur nicht bis zur völligen Zerlegung von Zink- und Manganvitriol steigen darf, weil sich sonst aus dem Silbersulfat metallisches Silber abscheidet. Vorhandenes Kupferoxydul und Eisenoxyduloxyd müssen vollständig in Oxyde übergeführt werden.

Leistung der Röstöfen.

Die dreiherdigen Oefen leisten bei gleicher Behandlungsweise mehr als die zweiherdigen und arbeiten trotz höherer Anlagekosten billiger. Leistung eines zweiherdigen Ofens bei 4500 Mark Kosten in 24 St. durchschnittlich 1050 kg, eines dreiherdigen bei 6600 Mark Kosten ohne Esse 1575 kg, also nach wie vor pro Herd 525 kg; Röstzeit auf dem oberen Herde des zweiherdigen Ofens $5^3/_4$ St., auf den beiden oberen Herden des dreiherdigen Ofens $7^1/_2$ St., dafür aber weniger Zeit auf dem unteren Herde. Röstkosten pro 100 kg Stein resp. 2.52 und 2.28 Mark. Im zweiherdigen englischen Ofen werden Posten von 475 kg in 16 bis 17 St. mit 58 kg Steinkohlen und 6 Stück Wellen ohne Krählen, nur mit Umschaufeln abgeröstet.

Röstproducte.

Als Producte erfolgen: Röstgut mit bis 92 Proc. Silber als Vitriol, etwas Kupfervitriol und wenig Eisenvitriol, dagegen viel Eisen- und Kupferoxyd; kommt zur Extraction nach vorherigem Sieben durch ein Sieb mit 2—3 Löchern pro qcm, Röstknoten (Siebgröbe) davon zum Auslaugen und Rückstände zum Rösten; Herdsohlen zum Auslaugen und Rückstände davon zum Rösten; Flugstaub mit 9 Proc. Selen zum Verschmelzen auf Kupferstein oder in den Handel behufs Nutzung auf Selen. Silberverlust auf mechanischem Wege durch Verflüchtigung von Silber früher bis 7 Proc.

Laugen.

3) Laugerei.[1] Eintragen des auf 60—70° C. abgekühlten Mehles (zu heisses Mehl backt mit Wasser zusammen) in 500 kg davon fassende, in ähnlicher Weise wie in Fig. 178, S. 349 aufgestellte 680 mm weite und 628 mm hohe Bottiche (11 Stück in einer Reihe), welche 78 mm über dem Boden mit Filtrirvorrichtung versehen sind (durchlöcherter Losboden, darauf Weidenruthengeflecht, dann Leinwand), Auslaugen mit 0.06—0.09 cbm Wasser von 70—80° C., dann mit 60—80° heisser, mit Schwefelsäure (etwa 0.25 kg pro Post oder 0.095 Proc.) versetzter kupferhaltiger Lauge von der Silberfällung, und zwar während 2—3 Stunden mit 0.008—0.01 cbm pro Min., bis Kochsalz in der Lauge keine Silberreaction mehr giebt, Probenehmen nach dem Ablaufen der Lauge mit einem in die Masse eingestochenen 942 mm langen conischen Kupferrohre, Untersuchung der Probe auf Silber und Zurückgabe der Rückstände ins Rösten, wenn mehr als 0.012 Proc. Ag darin, sonst zum Schwarzkupferschmelzen (S. 185).

Die Schwefelsäure in der Lauge verhindert die Bildung basischer Salze, befördert die Lösung des Silbervitriols und erzeugt schwefelsaures Eisenoxyd, welches mit etwa vorhandenem metallischem Silber Eisenvitriol und Silbersulfat giebt.

Fällen.

4) Silberfällung. Einleiten der in zwei zusammen 9.4 m langen, 0.5 m breiten und 0.5 m hohen Kästen geklärten Silberlauge in 10 terrassenförmig darunter stehende Bottiche (Fig. 178) von 0.8 m Durchm., auf deren Filtern sich 7.5—10 kg Kupfergranalien und 150 kg Kupfer in Barren befinden, während 3—4 St., bis Kochsalz keine Reaction mehr giebt, Abführen der Lauge noch in 5 Hilfssilberfällgefässe der nächsten Etage, während die oberen Fällbottiche von Silber gereinigt werden, Abheben des Silbers alle 24 Stunden mittelst einer hölzernen Schaufel und Abstreichen der Kupferbarren mit der mit ledernem Handschuhe versehenen Hand. Als Producte erfolgen:

1) Kerl, Met. 4, Taf. 3, Fig. 74. Berggeist 1867, Nr. 80.

a) Cementsilber, hauptsächlich durch metallisches Kupfer und Gyps (vom Kalkgehalte des Wassers, der Flugasche beim Rösten und dem Kalkgehalte des Feinbrennherdes herrührend) verunreinigt. Zerreiben des Cementsilbers in abgerundeten, hölzernen Bottichen mit hölzernen Keulen, Eintragen in einen Bottich mit Filter, Auslaugen mit heissem Wasser, dann Füllen des Bottiches mit geklärter Silberlauge von der Steinextraction unter Zusatz von 2.5 kg Schwefelsäure von 30—33° B., ruhiges Stehenlassen nach mehrmaligem Umrühren, wobei im Cementsilber noch enthaltene Kupfertheilchen aus der Silberlauge Silber fällen und verschwinden, Abzapfen der Flüssigkeit nach 40—48 St., Zuführung frischer Silberlauge, bis Kochsalz eine Silberreaction giebt, Unterbrechen des Zu- und Abflusses, Zusatz von 1.25 kg Schwefelsäure, Umrühren, Stehenlassen während 1—1½ St., Zu- und Abfluss der Lauge wie vorhin, bis Kochsalz Silber in der Lösung zeigt, nöthigenfalls noch mehrmalige Wiederholung dieser Procedur; Auswaschen des von Kupfer befreiten Cementsilbers zur Entfernung des Gypses in einem anderen Bottiche mit warmem Wasser, bis das Waschwasser nicht mehr sauer reagirt, Pressen des Silbers unter einer hydraulischen Presse zu Kuchen von 130 mm Durchm. und 39 mm Dicke, Trocknen der Kuchen in einem kleinen Muffelofen, Schmelzen derselben in hessischen Tiegeln und Ausgiessen zu Barren (S. 295). **Producte.**

b) Rückstände werden durch die abgehende Flamme der Oefen getrocknet, mit Kohle gemengt, getrocknet, dann im Flammofen in einer Tour auf Raffinadkupfer verarbeitet (S. 224).

Boston- und Colorado-Hüttenwerke.[1]) Mahlen von Flammofenstein (S. 223) mit 25—30 Proc. Cu, 20—30 Unzen Au und 600—1000 Unzen Ag in 1 t, Vorrösten desselben in einem Fortschaufelungsofen mit 3 Herdterrassen von 3.45 m Breite und 3.14 m Länge bis auf 5 Proc. Schwefelrückhalt, Feinmahlen auf einer Kugelmühle, Sieben und Gutrösten in einem kleineren Feinröstofen (Fig. 180, 181) **Beispiel.**


Fig. 180.

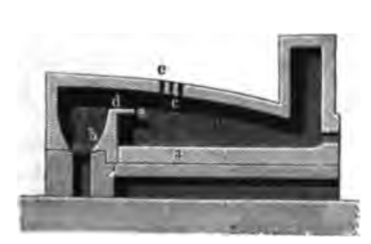
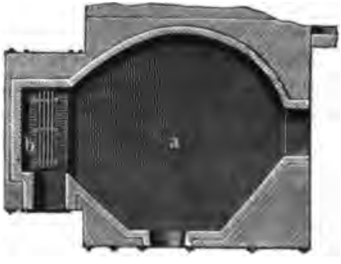



Fig. 181.



a Herd, 3.6 m lang und 3.3 m breit. *b* Rost, 258 mm unter dem Gewölbe, Verhältniss zur Herdfläche 1 : 9; *d* Feuerbrücke von 628 mm Breite und 209 mm unter dem Gewölbe. *e* Zunge von 366 mm Länge zum Schutze des Röstgutes gegen zu starke Hitze.

in Posten von 800 kg unter öfterer Entnahme von Laugproben (S. 354) so lange, bis die Flüssigkeit nur noch eine blassblaue Färbung hat, ohne dass sich in Folge eines Kupferoxydulgehaltes ein Niederschlag von metallischem Silber zeigt; Eintragen des Röstgutes in die 941 mm hohen, oben 941 und unten 785 mm weiten Laugefässe *m* (Fig. 182) mit doppeltem Boden, auf dem oberen durchlöcherten ein Leinenfilter, mit 750 kg Fassungsraum; Auslaugen mit siedendem Wasser und Ablassen der Silberlauge

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 230, 247. Aehnlicher Process in Janer (S. 112).

in die Silberfällbottiche *g* von 3.766 m Länge, 1.255 m Breite und 706 mm Tiefe, jeder in 10 Unterabtheilungen getheilt und mit Kupferplatten versehen, die durch Holzstäbchen von einander getrennt sind. *n n* Fällbottiche für das Kupfer durch Eisen, 1.019 m hoch; Behandlung des Fällsilbers in einem Waschapparate (Fig. 183, 184) mittelst Injectors mit Dampf und Luft unter Zusatz von mit Schwefelsäure angesäuertem Wasser. *A* Waschgefäss von 1.255 m Höhe, 1.255 m Weite oben und 628 mm unten mit durchlöchertem doppelten Boden *a*, unter welchen eine hoch gespannten Dampf und Luft, welche in dem mit verdünnter Schwefelsäure übergossenen Fällsilber aufsteigen, zuführende Röhre reicht; *B* Injector zur Zuführung von Dampf und Luft, in dessen Innenrohr *c* Dampf gelangt, welcher die bei *d* zutretende Luft mit fortreisst; Auswaschen, Trocknen und Schmelzen des Fällsilbers in Graphittiegeln, Raffiniren des Cementkupfers im Flammofen (S. 223), Verschmelzen der Rückstände im Flammofen auf Weissmetall, Rösten und Schmelzen desselben unter Abscheidung von gold- und silberhaltigen Kupferböden (zur Säureextraction, S. 363), auf Pimpledstein und Entsilbern desselben nach Augustin's Methode (S. 347).

Fig. 182.

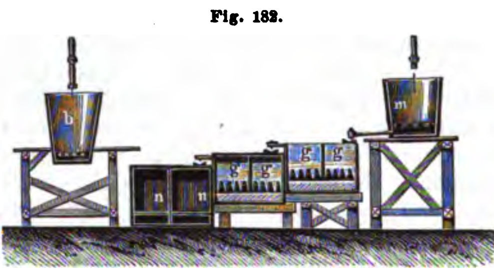
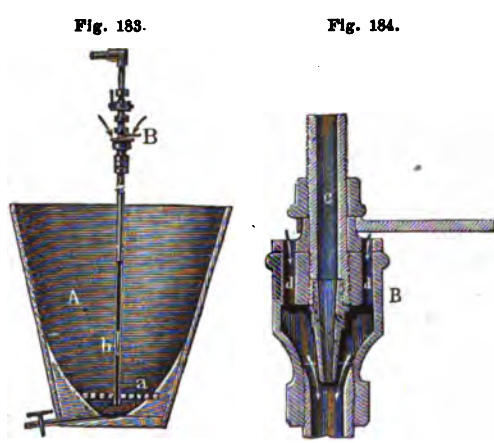


Fig. 183. Fig. 184.



c) Entsilberte Lauge. Nochmaliges Leiten derselben über Kupfer, dann durch ein bleiernes Gerinne in Bleireservoire, Aufpumpen in eine Pfanne und Erhitzen mit Dampf behufs Wiederbenutzung zur Laugung nach Zusatz von 8fach verdünnter englischer Schwefelsäure, welche aus einem Bleigefässe über der Pfanne herabtröpfelt (pro Minute etwa 30 Tropfen); Fällen des Kupfers aus der Lauge zeitweilig durch Eisen und Ersetzung derselben durch frische.

Verf. für Erze.

B. Für Erze. Nach Monnier's Methode[1]) (S. 232, 247) werden gold- und silberhaltige Kupfererze mit Glaubersalz geröstet, mit Wasser ausgelaugt, aus der Lauge durch Kupfer Silber und durch Eisen Kupfer gefällt und der goldhaltige Rückstand amalgamirt.

3. Capitel. **Säurelaugerei.**

Theorie.

125. Allgemeines. Nach diesem Verfahren werden hauptsächlich kupferhaltige Hüttenproducte (Kupfersteine, verblasene Schwarzkupfer), welche sich wegen eines zu grossen Gehaltes an Blei, Antimon, Arsen u. s. w. für die Kochsalz- und Wasserlaugerei nicht eignen,

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 449.

mit Säuren (Schwefel- oder Chlorwasserstoffsäure) behandelt, wobei die darin enthaltenen edlen Metalle im Rückstande bleiben und noch anderweit, meist durch Verbleiung und Entsilberung des Werkbleies, seltener auf nassem Wege (Fahlun, Schmöllnitz) zugute gebracht werden müssen.

Im Vergleiche zur directen Verbleiung solcher Producte gewährt die Säurelaugerei[1]) ein vollständigeres Ausbringen an Silber und Kupfer und erfordert geringere Hüttenkosten, hat aber gegen die Wasser- und Kochsalzlaugerei — wenn die Producte dafür überall anwendbar wären — den Nachtheil, dass das Silber nicht gleich in metallischem Zustande erfolgt und als Hauptproduct Kupfersalze, z. B. Kupfervitriol entstehen, welche sich häufig nicht so gut verwerthen lassen, als metallisches Kupfer. Es müssen deshalb, wo dieses der Fall, die Kupfersalze entweder noch auf galvanisch gefälltes oder durch Eisen niedergeschlagenes Cementkupfer verarbeitet oder bei trockenen Kupferhüttenprocessen zugeschlagen, z. B. Kupfervitriol beim Rösten kupferreicher Leche, oder für sich weiter verarbeitet werden, z. B. Kupfervitriol durch vorheriges Glühen in Retorten zur theilweisen Wiedergewinnung der Schwefelsäure und Verschmelzen des Rückstandes in Schachtöfen[2]) oder letzteres nach vorheriger Zersetzung durch Kalk. Vergleichung mit anderen Processen.

Ob Schwefelsäure (Ober- und Unterharz, Freiberg) oder Chlorwasserstoffsäure (Braubach) anzuwenden, hängt hauptsächlich von deren Preis und der Verwendbarkeit der erfolgenden Nebenproducte ab. Erstere giebt verkäuflichen Kupfervitriol, letztere Kupferchlorid, bei dessen Verwendung zur Cementkupferdarstellung wenig nutzbare eisenhaltige Laugen erfolgen. Laugereisäuren.

Ob es bei Anwendung von Schwefelsäure behufs Erzielung eines möglichst eisenfreien Kupfervitrioles als Nebenproduct vorzuziehen ist, Kupferstein oder verblasene Schwarzkupfer zu verwenden, hängt hauptsächlich von localen Verhältnissen, namentlich Materialpreisen und Arbeitslöhnen ab. Zur Erzielung eisenfreier Producte müssen die Kupfersteine wiederholte Concentrationen im Flammofen erleiden (S. 180), dagegen aber, wenn man Schwarzkupfer mit der Säure behandeln will, die Steine erst schwarzgemacht und das erfolgte Schwarzkupfer verblasen werden. Gaarkupfer oder Kupferstein.

Während man früher[3]) wegen der leichter zu erzielenden gleichmässigeren Verblasenkupferqualität und bequemeren Arbeit der Schwarzkupferextraction den Vorzug gegeben hat, so ist neuerdings Kuhlemann[4]) bei der Vergleichung der Freiberger Kupferstein- und der Altenauer (Oberharzer) Schwarzkupfer-Schwefelsäurelaugerei zu dem Resultate gekommen, dass der Umfang der Hauptentsilberungsprocesse bei beiden Methoden nur wenig verschieden ist und die grössere Mannigfaltigkeit der Oberharzer Processe auf lokalen Verhältnissen beruht und sich nur wenig vermindern würde, wenn man unter Beibehaltung des jetzigen Gesichtspunktes den Freiberger Process einführen wollte. Die Kosten des Verfahrens zu Freiberg sind geringer, als am Oberharze, wegen wohlfeilerer Arbeitslöhne und geringerer Brennmaterialpreise in Freiberg; wollte man aber das Freiberger Verfahren zu Altenau einführen, so würde dasselbe theuerer an diesen kommen, als das jetzige Verfahren. Die Altenauer Operationen führen (z. B. beim Verblasen des silberhaltigen Schwarzkupfers, Verfrischen des antimon- und arsenreichen Silberschlammes, Abtreiben antimonreicher Werkbleie) zu grösseren Metallverlusten, als die Freiberger. Sobald man durch vollkommene Processe die Metallverluste vermindert, dürften die ökonomischen Resultate zu Altenau denen zu Freiberg mindestens gleich werden. — Laugegefässe aus pitch-pine widerstehen der Berührung mit Säuren oder heissen Laugen weit besser, als solche aus Eichenholz.

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 253. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 283, 289. 3) Karsten, Met. 5, 430. B. u. h. Ztg. 1864, S. 255. 4) Preuss. Ztschr. 19, 180. B. u. h. Ztg. 1872, S. 76.

Verfahren.

126. Kupfersteinextraction. Todtgeröstete eisenarme Kupfersteine oder Kupferoxyd enthaltende Substanzen (Extractionsrückstände) werden in erwärmte Säure (Schwefel- oder Salzsäure) bis zur Sättigung eingetragen (Freiberg, Braubach), seltener damit in rotirenden Fässern behandelt, um das Kupferoxyd aufzulösen, die edlen Metalle aber neben Bleisulfat ungelöst zu lassen. Letztere werden meist verbleit (Freiberg), seltener auf nassem Wege extrahirt (Schmöllnitz).

Ausführung.

1) Schwefelsäurelaugerei. Dieselbe ist unter Anderem in Freiberg für Kupfersteine und versuchsweise in Schmöllnitz für Rückstände von der Entsilberung der Fahlrohkupfer (S. 335) in Anwendung, auch für gold- und kupferhaltige Leche aus Coloradoerzen[1]) in Vorschlag gebracht.

Theorie.

Kupfer- und Zinkoxyd lösen sich leicht, Eisen-, Nickel- und Kobaltoxyd lösen sich wenig in der Kälte, wohl aber beim Kochen vollständig in verdünnter Schwefelsäure auf; Kupferoxydul zerfällt in Oxyd und metallisches Kupfer, welches etwa in Lösung gegangenes Silber fällt, aber grossentheils in den Rückständen bleibt; arsen- und antimonsaure Salze werden in der Hitze rasch zerlegt unter Abscheidung von Arsensäure und Antimonsäurehydrat. Im Rückstande bleiben metallisches Silber, Gold und Kupfer, schwefelsaures Bleioxyd und Antimonsäurehydrat, in der sauren Lösung finden sich die Salze des Kupferoxydes, Nickel-, Kobalt-, Zink- und Eisenoxyduls, sowie geringe Mengen Arsen- und Antimonsäure. Bei Anwendung stärkerer Säure vermindert sich der Kupferrückhalt im Silberschlamme, aber es löst sich mehr Silber, was jedoch ohne Nachtheil ist, wenn man die Lauge vor der Krystallisation durch Kupfergranalien filtrirt (Freiberg).

Beispiele. Freiberg.

Freiberg.[2]) Pochen und Sieben (Rätter mit 5 Maschen pro qcm) des im Flammofen concentrirten Kupfersteines (S. 180) mit 69—74 Cu, 3—7 Pb, 0.3—0.4 Ag, 0.2 Fe, 0.3 Co und Ni, 0.5—1 Sb und As und 14—19 S, Todtrösten (auf 1 Proc. S) in einem Muffelröstflammofen mit doppeltem Herde[3]), neuerdings im einherdigen Fortschaufelungsofen in Posten von 500 kg während 16 St. mit 110—120 Proc. Steinkohlen; Mahlen, Sieben, Pochen und Rösten der Siebgröbe; Mahlen des Siebfeinen und Beuteln durch Müllergaze; Anfüllen cylindrischer Hartbleigefässe von 1.22 bis 1.36 m Durchmesser und 1.5 m Höhe mit 400 kg saurer Mutterlauge und 200 kg Schwefelsäure von 50° B., allmähliches Eintragen von 100—125 kg gemahlenem Concentrationssteine durch bewegliche Lutten unter Umrühren und Einleiten von Wasserdampf, wo dann nach 1 St. der Stein gelöst ist, Abstellen des Dampfes, Verdünnen der Lauge auf 34° B., (1.3 spec. Gew.), 1 St. ruhiges Stehenlassen, Abziehen der geklärten Flüssigkeit mittelst Hebers in Klärkästen und nach 1 St. Ablassen durch Röhren in die 2.25 cbm haltenden Krystallisirkästen; Krystallisirenlassen während 8—10 Tagen, Abgabe des ersten Viertels der angeschossenen Krystalle in den Handel, Einbringen des Restes in ein halbcylindrisches, nach allen Seiten durchlöchertes Bleigefäss von 0.83 m Durchmesser, Einhängen desselben neben dem Dampfrohre in ein mit Wasser gefülltes Hartbleigefäss, Filtriren der entstandenen concentrirten Lauge, um Schlammtheilchen zurückzuhalten und etwa aufgelöstes Silber niederzuschlagen, durch granulirtes silberhaltiges Kupfer in Hartbleicylindern von 0.75 m Höhe mit durchlöchertem, mit Leinewand bedeckten Losboden; Umkrystallisiren während 6—7 Tagen bei in die Krystallisirgefässe eingehängten Kupferblechen zur Erzielung neutraler Laugen und bei eingehängten Bleistreifen, Abklopfen der Krystalle von letzteren mit Holzhämmern, Abspülen der ersteren durch rasches Eintauchen in Holzsieben in kaltes Wasser und Trocknen derselben; wiederholte Benutzung der Mutterlaugen zur Wiederauflösung der Rohkrystalle, dann zweimaliges Versieden und Krystallisirenlassen, Zurückgeben der Krystalle mit 0.035 Proc. Eisen in den Hauptkrystallisationsprocess, Benutzung der eisenreichen Mutterlaugen zur Stöckelbereitung oder nach Ausfällung des Kupfers durch Eisen auf Eisenvitriol. Zur Erzielung möglichst grosser Krystalle tragen bei: neutrale und nicht zu concentrirte Lösungen, Bedecken der Krystallisirgefässe zur langsamen Abkühlung, grosser Fassungsraum der Gefässe, wiederholtes

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 384. 2) Kerl, Met. 3, 308. B. u. h. Ztg. 1865, S. 451; 1872, S. 76 (mit Figuren auf Taf. II). 3) Kerl, Met. 2, 188, Taf. III, Fig. 56—60.

Einhängen der bereits mit Krystallen versehenen Bleistreifen; bei neutraler Beschaffenheit der Laugen zeigt sich auf dem Bleifutter der Krystallisirgefässe, sowie selbst auf den Kupfervitriolkrystallen ein Anflug von metallischem Kupfer. — Auskochen des Silberschlammes aus den Lösegefässen mit verdünnter Schwefelsäure und Wasserdampf in mit Blei ausgekleideten Spitzkästen von 2.63 m Höhe, 1.17 m im Qu. oben und 0.29 m unten, Ablassen der Flüssigkeit nach gehöriger Klärung durch drei seitliche über einander befindliche Ansatzröhren, Ablassen des Silberschlammes am Boden durch einen Kautschukschlauch mit Quetschhahn in ein Bleigerinne mit 12 Löchern im Boden, unter deren jedem ein an allen Seiten durchlöcherter, mit einem Zwillichfilter versehener kleiner Spitzkasten von 0.44 m Höhe und 0.29 m Weite oben sich befindet; Abkratzen des Silberschlammes vom Filter (17 Proc. des ursprünglichen Concentrationssteines, z. B. mit 1.94 Ag, 41 Pb und 11—5 Cu), Trocknen desselben auf einem Eisenherde und Zusatz in Quantitäten von $^1/_{40}$—$^1/_{20}$) zur Bleierzgattirung (S. 97). Verlust an Kupfer 0.90, an Silber 0.70 und an Gold 3.10 Proc.

Schmöllnitz. Schmöllnitz.[1]) Extraction gold- und silberhaltiger antimonreicher Fahlrohkupfer-Rückstände erst in einem Apparate mit circulirender Lauge, dann in rotirenden Fässern mit verdünnter Schwefelsäure, Chloration der Rückstände mit Chlorgas, Ausziehen von Chlorgold und Chlorkupfer mit Wasser, von Chlorsilber mit heisser Kochsalzlauge oder gleichzeitige Ausziehung von Gold, Kupfer und Silber mit chlorgesättigter Kochsalzlauge (S. 350).

Zalathna. Zalathna.[2]) Eindicken eines aus Cu, Ag und Au mit wenig Pb bestehenden Lechrückstandes mit 60grädiger Schwefelsäure in gusseisernen Kesseln, Ausziehen des Kupfers und eines Theiles Silber, wobei ein Theil Silber mit Gold legirt zurückbleibt, Fällen des Silbers durch Kochsalz, dann des Kupfers durch Eisen.

Anwendbarkeit. 2) Salzsäurelaugerei. Nur bei billiger Salzsäure anwendbar, erfordert dieselbe eine Darstellung von Cementkupfer aus den sonst nicht nutzbaren Kupferlaugen (Braubach, S. 248).

Theorie. **127. Schwarzkupferextraction.** Dieselbe beruht auf der erst neuerdings in der Praxis zur Geltung gebrachten chemischen Thatsache, dass metallisches Kupfer in gehöriger Zertheilung (granulirt) sich bei Luftzutritt und in mässiger Wärme in verdünnter Schwefelsäure löst, letztere edle Metalle dabei aber ungelöst lässt. Aus den vitriolhaltigen Laugen scheidet sich Rohvitriol aus, welchem die beigemengten unlöslichen Bestandtheile durch nochmalige Auflösung in Siedepfannen entzogen werden, wobei sogenannter Silberschlamm zurückbleibt, welcher meist verbleit, seltener auf nassem Wege zugutegemacht wird.

Geschichtliches. Nach dieser Methode scheint im Mansfeld'schen von Augustin schon vor längerer Zeit Kupfervitriol bereitet zu sein; sie wurde jedoch erst bekannt, als man im Mansfeld'schen versuchte, Granalien von nickelhaltigem Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt zu behandeln und durch Krystallisation den gebildeten Nickel- und Kupfervitriol zu trennen (S. 190). Von Borchers in Goslar zur Entsilberung gold- und silberhaltiger Kupfer bei zweckentsprechender Construction der Apparate angewandt, wurde das Verfahren 1858 zu Oker am Unterharze eingeführt und fand von dort aus die allgemeinste Verbreitung, namentlich statt der früher für unreinere Schwarzkupfer üblichen Saigerung und des Kupferauflösungsprocesses (S. 262), aber auch wohl nur zur Darstellung von Kupfervitriol.[3]) Vor dem früher zuweilen ausgeführten Verfahren der Behandlung von Silberkupferlegirungen mit kochender concentrirter Schwefelsäure in Platin- oder Gusseisengefässen[4]) hat obiges Verfahren den Vorzug der Anwendbarkeit hölzerner Lösegefässe und der vollständigeren Säureausnutzung, indem beim Kochen mit concentrirter Schwefelsäure ein Theil derselben zur Oxydation von Kupfer und Silber unter Entwickelung von schwefliger Säure verwandt wird. Verluste an Schwefelsäure und Kupfer sucht man durch jahrelange Wiederverwendung der Mutterlaugen zu vermeiden, was aber voraussetzt, dass die Granalien nahezu frei von Eisen und Nickel sind, welche sonst schliesslich die Qualität des Kupfervitrioles beeinträchtigen würden.

---

1) Oest. Ztschr. 1860, S. 331. 2) Dingl. 231, 256. 3) Muspratt's techn. Chem. 4, 96, 283. 4) Ebend. 4, 283; 6, 563. Percy, Silver and Gold 1880, 1, 450.



Löslichkeit anderer Metalle.

Was die Auflöslichkeit anderer Metalle, ausser Kupfer, in verdünnter Schwefelsäure betrifft, so liegen darüber nachstehende Erfahrungen vor[1]:

Gold ist unlöslich; Silber ist in der Wärme, selbst in verdünnter Säure von 28° B. nicht ganz unlöslich, wird aber löslicher in concentrirterer Säure und bei steigender Temperatur, sowie auch in direct aus den Kammern entnommener, Stickstoffverbindungen enthaltender Schwefelsäure; Blei geht in Sulfat über und dieses bildet einen wesentlichen Bestandtheil des Silberschlammes; Eisen, Kobalt und Nickel lösen sich vollständig und gehen beim demnächstigen Krystallisiren theils in den Kupfervitriol, theils in die Mutterlauge; Antimon geht fast gänzlich als basisch schwefelsaures Antimonoxyd in den Silberschlamm und nur bei einem bedeutenden Antimongehalte kann ein Theil desselben metallisch zurückbleiben; Arsen löst sich nur unbedeutend und bleibt deshalb meist im Silberschlamme als arsensaures Bleioxyd. Da Arsen in Lösung durch Eisen, Zink, Blei und Kupfer, wenn auch nur langsam ausgefällt wird, so kann sich ein Arsengehalt der Schwefelsäure im Silberschlamme concentriren. Antimonsaures Silber- und Bleioxyd werden von verdünnter Schwefelsäure in der Kälte langsam, in der Wärme rasch unter Abscheidung von Antimonsäurehydrat zersetzt, desgleichen arsensaures Silberoxyd unter Abscheidung von Arsensäure.

Es kann demgemäss bei mit obigen Substanzen verunreinigtem Kupfer der in verdünnter Säure unlösliche Rückstand enthalten: metallisches Silber und Gold, schwefelsaures Bleioxyd, basisch schwefelsaures Antimonoxyd, metallisches Arsen und Antimon, ungelöst gebliebenes metallisches Kupfer und anhaftenden Kupfervitriol. Beim Erwärmen in concentrirter Salzsäure löst sich der Schlamm leicht auf, auch das Silber fast vollständig; beim Verdünnen mit Wasser fällt Chlorsilber, Bleisulfat und Antimonoxyd aus. Beim Kochen mit concentrirter Schwefelsäure löst sich der grösste Theil des Silbers und dieses bleibt beim Verdünnen mit Wasser nebst Kupfer und etwas Antimon in Lösung, während schwefelsaures Bleioxyd und der grösste Theil des Antimonoxydes wieder ausgefällt werden.

Schattenseiten.

Als Schattenseiten des Processes können sich herausstellen:

a) Die Entstehung grösserer Silberverluste durch Verflüchtigung, dass bei unreinen Granalien antimon- und arsenreicher Silberschlamm mit Glätte verfrischt und das erfolgende Werkblei abgetrieben wird. Durch Anwendung anderer Zugutemachungsmethoden auf trockenem oder nassem Wege (z. B. Behandeln mit concentrirter Schwefelsäure zu Fahlun und versuchsweise auf dem Oberharze, siehe später) würde sich dieser Uebelstand vermindern lassen.

b) Die langsame, die Production beschränkende Auflösung der Granalien bei öfterer Entstehung saurer Laugen, dadurch zu umgehen, dass man die Granalien bei Luftzutritt glüht und das entstandene Kupferoxyd vom Gold und Silber in verdünnter Schwefelsäure weglöst, wobei man von der Leistungsfähigkeit der Siedepfannen unabhängig wird und mit denselben Apparaten eine fast doppelte Production erzielen kann.

Wie von analytischen Untersuchungen begleitete Versuche dieser Art im Kleinen in Ungarn[2]) gezeigt haben, berechtigt der Process zu günstigen Erfolgen im Grossen.

---

1) Preuss. Ztschr. 19, 209. B. u. h. Ztg. 1868, S. 254. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 254.



Es ist dabei beobachtet, dass Kupferoxyd sich leicht in der Säure löst, Eisenoxyd derselben aber mehr widersteht, das schwefelsaure Kupferoxyd und gebildetes schwefelsaures Eisenoxyd jedoch auflösend auf Silber wirken, so dass während des Lösens Kupfer in der Flüssigkeit bleiben muss. 100 Schwarzkupfer gaben 123 Kupferoxyd und erforderten 180 Schwefelsäure von 1.84 spec. Gew. zur Lösung. Auch auf dem Oberharze[1]) sind Versuche dieser Art im Kleinen angestellt, welche Eines noch zweifelhaft liessen: ob nicht durch Glühen des Kupfers eine Silberverflüchtigung eintritt. — Man bedient sich dieses Verfahrens auch zur Entfernung des Kupfers aus güldischem Silber vor Beginn der Scheidung.[2]) Beim Flammofenprocesse für goldhaltige Kupfererze auf den Boston- und Coloradowerken (S. 223, 357) entstehen goldhaltige Bottoms[3]), welche nach der Raffination granulirt, in Chargen von $1^1/_2$ t im Feinröstofen (Fig. 180, S. 357) 36 St. lang oxydirt und in Quantitäten von 700 kg in mit Blei ausgeschlagenen Bottichen mit verdünnter Schwefelsäure unter Zuleitung von Dampf und Luft behandelt werden, wobei sich 90 Proc. des Kupfers lösen; der Rückstand wird noch 2—3 mal wie vorhin behandelt, dann in Graphittiegeln auf einen Regulus mit 40—50 Proc. Au und 20—30 Proc. Ag verschmolzen. Nach einem neueren Verfahren werden die gerösteten Granalien wieder mit sehr wenig reinem Kupferkiese auf Bottoms und diese in ein noch reicheres Gaarkupfer umgeschmolzen, welches wieder granulirt u. s. w. wird, um zuletzt ein Goldkupfer mit 60—70 Proc. Au zu geben, welches an Goldscheidungsanstalten im Osten geht.

Beispiele. Harz.

Unterharz[4]) und Oberharz.[5]) Lockeres Einfüllen von 1000 kg verblasenem und granulirtem Kupfer mit 91—97 Proc. Cu und 0.20—0.40 Proc. Ag (Granalien von Altenau mit 0.070 Fe, 2.71 Pb, 0.048 Ni, Co und Zn, 0.30 Ag, 95.00 Cu, 1.53 Sb, Spr. As), etwa 1 m hoch in die hölzernen mit Blei ausgefütterten Lösegefässe *d* (Fig. 185—187 zu Oker von 1.3 m Höhe, 0.94 m oberem und 1.1 m unterem Durchmesser, neuere Gefässe von 1.62 m Höhe, 885 mm oberer und 720 mm unterer Weite, zu Altenau von 1.02 m Durchmesser und 1.17 m Höhe), mit durchlöchertem Losboden 0.1 m über dem Hauptboden, zwischen welchen beiden ein Ausflussgerinne sich befindet, oder mit 2 Unterlagshölzern, darauf eine Schicht von groben Kupferstücken und darauf die Granalien; 2—3maliges Nachfüllen wöchentlich, sobald die Schicht 0.24 m gesunken ist, und Reinigen der Fässer alle 8—13 Wochen; Zuführung von durch Wasserdampf auf 80° C. erwärmter mit Mutterlaugen verdünnter Schwefelsäure von 29—30° B. aus dem mit Blei ausgeschlagenen Kasten *c* von 1.57 m Länge, 1.41 m Höhe und 1.57 m Breite durch einen beweglichen, abstellbaren und am Ende mit einer Brause versehenen Bleiheber in Zwischenräumen von $^3/_4$—1 St., wo dann die Säure rasch durch die Granalien fliesst, die in der Zwischenzeit durch Luft auf der Oberfläche derselben gebildeten Oxyde löst und den entstandenen Silberschlamm mit fortspült, damit derselbe die Granalien nicht überzieht und den Luftzutritt zu denselben hemmt; Circulirenlassen der trüben Kupfervitriollösung (vorwaltend schwefelsaures Kupferoxyd mit geringen Mengen schwefelsaurem Eisen- und Nickeloxydul und eingemengten Silber- und Bleisulfattheilchen), nachdem sie wohl zuvor ein grösseres Bassin passirt hat, in einem Systeme von offenen, mit Blei ausgekleideten Gerennen *e* (zu Oker für je 6 Lösegefässe 105.88 m lang, 876 mm breit und 0.47 m tief, zu Altenau bei 6 Lösegefässen 110 m lang, 0.73 m weit und bei 92.751 qm Oberfläche), welche wieder in ein Druckfass oder ein grösseres Bassin münden. Ausschlagen des in dem Gerenne auskrystallisirten und mit Silberschlamm gemengten Kupfervitrioles auf geneigte Flächen (Pritschen) *f*, von welchen die saure Mutterlauge ins Endbassin fliesst und von hier durch Dampfdruck (wobei die Druckfässer leicht zerplatzen) oder besser einen Giffard'schen Injector in die Reservoire *b* und *c* gehoben wird; *i* Dampfkessel, *k* Vorwärmkessel; Auflösen der durch Aufgiessen von Wasser ausgewaschenen (gedeckten) Rohkrystalle, welche aus der Nähe der Lösegefässe am reichsten an Silberschlamm sind, am Ende des Gerennes mehr Gyps und antimon- und arsensaures Bleioxyd enthalten, nach der Gattirung in einer bedeckten Siedepfanne *h* aus 6 mm starkem Bleiblech (zu Oker 3.505 m lang, 3.213 m breit und 0.584 m tief, zu Altenau 3.12 × 3.51 m weit und 0.61 m tief), indem man zu Altenau die Pfanne 0.25 m hoch mit verdünnter Mutterlauge von 14—15° B. von der späteren Krystallisation und 0.10 m hoch mit Wasser füllt, dieses durch eine Steinkohlenfeuerung mit Fairbairnrost auf 94° C. bringt und so viel Rohvitriol (etwa 500 kg)

---

1) Preuss. Ztschr. 19, 218. 2) Kerl, Met. 4, 389, 409. 3) B. u. h. Ztg. 1877, S. 249. 4) Kerl, Met. 3, 314. B. u. h. Ztg. 1859, S. 362. Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. VIII. 5) B. u. h. Ztg. 1864, S. 252; 1871, S. 427; 1872, S. 76, 83. Preuss. Ztschr. 19, 206. Dingl. 231, 258.

hinzuthut, bis die mit mehreren Kupfergranalien und etwa 0.75 kg pulverigem Kupfer vom Granuliren des Kupfers versetzte Lösung (zur Ausscheidung aufgelösten Silbers) 26° B. zeigt; Klärenlassen der Lauge während 11—12 St. in der Siedepfanne, Durchleiten der mittelst Hebers abgezogenen Flüssigkeit von 81° C. und 29° B. durch in einem Bleikasten von 9.88 m Länge und 0.365 m Breite zwischen zwei verticalen durchlöcherten Wänden eingeschlossenes Kornblei und Kupfergranalien, um gelöstes Silber auszufällen und Silberschlammtheilchen zurückzuhalten, in die Krystallisirkästen *e* (zu Oker in der ältesten Fabrik bei 2 Lösegefässen 2 Kästen *m* von 1.26 m Höhe, 3.77 m Länge und 1.08 m Breite, und 8 Kästen *n* von 1.26 m Höhe, 1.57 m Länge und 1.88 m Breite; in der neuesten Fabrik fasst ein Kasten von 2.921 m Länge, 1.460 m Breite und 1.022 m Tiefe je eine Pfannenfüllung; zu Altenau auf 1 Siede-

Fig. 185.

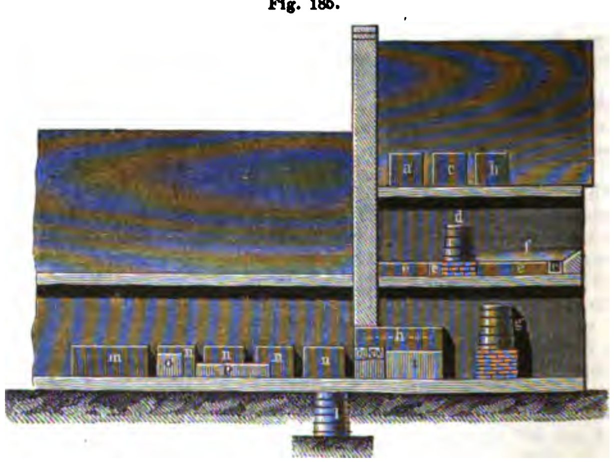


Fig. 186.



Fig. 187.



pfanne 11—14 mit Blei ausgekleidete Holzkästen von 3 m Länge, 1.37 m Breite und 1 m Tiefe), Einhängen von 120—150 Bleistreifen in jeden Kasten zum Anhaften der Krystalle, Abklopfen der Krystalle nach beendigter Krystallisation (nach 8—12 Tagen), Ablaufenlassen derselben auf einer Bühne *p*, von wo das abtropfende Wasser in *q* gelangt (auch wohl Waschen in einem Kasten *o* mittelst aus *a* herbeigeführten Wassers und Abtropfenlassen auf *p*), dann Trocknen auf hölzernen Tafeln in dunkeln Trockenstuben bei 20—25° C., Abzapfen der Eisen- und Nickelvitriol enthaltenden Mutterlauge in einen Behälter *q*, aus welchem dieselbe entweder durch einen Giffard'schen Injector oder früher mittelst Dampfdruckes aus einem Druckfasse *l* in die Siedepfanne gehoben und wieder zum Auflösen von Rohvitriol benutzt wird; wiederholtes Waschen und Decantiren des Silberschlammes (schwefelsaures Bleioxyd mit 2½—3 Proc. Ag. ..5—0.01 Proc. Au und 35—40 Proc. Pb Blei zu Altenau oder beispielsweise mit

3.10 Ag, 0.004 Au, 7.15 Cu, 34.46 Pb, 14.33 Sb, 3.15 As und 16.61 SO_3, zu Oker mit 2—4 Proc. Ag) in einem besonderen Kasten, Zurückgeben der Waschwasser nebst Mutterlaugen in die Siedepfanne, Formen des noch feuchten Schlammes mit Bleiglätte und Kuhhaaren zu Kugeln von 0.07—0.10 m Durchmesser und Verfrischen derselben mit Kupfersteinschlacken auf Reichblei (zu Altenau mit 1.5—1.9 Proc. Ag, zu Oker mit 2—3 Proc. Ag) zum Abtreiben, Frischschlacke mit 17—20 Proc. Pb und 0.004—0.010 Proc. Ag zum Bleisteindurchstechen und silberreichen Stein mit 0.37 bis 0.70 Proc. Ag, 12 Proc. Pb und 36 Proc. Cu (durch den Schwefel der im Schlamme enthaltenen Schwefelsäure gebildet) zum Durchstechen mit Eisen auf Reichblei und Kupferstein, zu Oker wegen Arsen- und Antimongehalt des Schlammes silberreiche Speise, welche durch Schmelzen mit bleiischen Vorschlägen entsilbert und dann dem Kupferhüttenprocesse übergeben wird. Wegen des Antimon- und Arsengehaltes des Silberschlammes entstehen nicht unbeträchtliche Silberverluste beim Frischen und Treiben, weshalb man versucht hat den Schlamm mit Bleiglanz bei niedriger Temperatur auf Werkblei zu verschmelzen (Kärnthner Process S. 105) oder durch Kochen mit concentrirter Schwefelsäure das Silber aufzulösen und dann durch Kupfer zu fällen, den goldhaltigen Rückstand aber ins Schmelzen zu geben und demnächst das Gold aus dem Werkblei durch Zink auszuziehen. Im Vergleiche zur Saigerung[1]) erhält man ein mindestens um 8 Proc. höheres Silberausbringen. Zusammensetzung von Altenauer (*a*) und Okerschem Vitriol (*b* grosse, *c* kleine Krystalle):

	a.
Eisen	0.0107
Antimon	0.0123
Arsen	0.0064
Zink	Spr.
Nickel	Spr.
Silber	0.0006
Fremdes	0.0300

	b.	c.
Kupferoxyd	30.595	31.881
Schwefelsäure	34.335	34.311
Zink	Spr.	Spr.
Eisen	Spr.	Spr.
Wasser	35.727	35.868

100 Thle. Kupfer liefern theoretisch 393.37 Thle. Kupfervitriol, zu Altenau erfolgten 357.29 Thle., und zwar in 24 St. von 320 kg Granalien 1144 kg und von einem Lösegefässe täglich 167 kg Vitriol, bei 431 500 kg Production in 1869. In Oker erfolgen von 100 Thln. Granalien 380 Thle. Kupfervitriol bei einem Erforderniss von 240 Thln. Schwefelsäure von 50° B. Ein System von 6 Lösegefässen, 2 Siedepfannen und 24 Krystallisationskästen giebt durchschnittlich 1250—1500 kg Kupfervitriol in 24 St.

Fahlun.[2]) Auflösen der Granalien in zwei Bleigefässen mit Siebböden, in welche sich abwechselnd Schwefelsäure durch eine Kippvorrichtung ergiesst; Versieden der Lauge auf Vitriol und Zusatz desselben mit Kohle beim Rösten des Kupfersteines; Calciniren des Gold, Silber, Kupfer und Blei enthaltenden Rückstandes, Erhitzen anfangs mit verdünnter, dann mit concentrirter Schwefelsäure und Ausfällen des Silbers aus der Lösung durch Kupfer oder Kochsalz; Ausziehen des Goldes aus dem Rückstande mit Königswasser und Fällen desselben mit Eisenvitriol. **Fahlun.**

Banat.[3]) Extraction von silberhaltigem Schwarzkupfer mit Schwefelsäure und Verschmelzen der Rückstände mit Glätte und geröstetem Steine. **Banat.**

Oberungarische Waldbürgerschaft.[4]) Verschmelzen der Gelf- und Fahlerze auf Schwarzkupfer und Entsilberung desselben mittelst Schwefelsäure.

4. Capitel. **Sonstige Silberextractionsmethoden.**

128. Laugerei mit unterschwefligsauren Salzen. Als solche sind die Salze des Natrons und Kalkes empfohlen worden. **Unterschwefligs. Salze als Extractionsmittel.**

1) Pateraprocess mit unterschwefligsaurem Natron[5]), letzteres von Percy und Hauch vorgeschlagen und von Patera für Joachimsthaler Erze früher angewandt. Durch chlorirende Röstung (S. 325) **Natronsalz.**

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 253. Preuss. Ztschr. 19, 290. 2) B. u. h. Ztg. 1868, S. 104. Kerl, Met. 2, 430. 3) Ann. d. min. 6 Sér. Tom. 16, livr. 6 de 1869. 4) B. u. h. Ztg. 1874, S. 138. 5) Kerl, Met. 3, 296. Bayr. Kunst- u. Gew.-Bl. 1861, p. 569.

gebildetes Chlorsilber löst sich weit leichter in kalter und verdünnter Lösung des Salzes (1 Thl. in 2 Thln.), als in Kochsalzlauge (1 Thl. in 68 Thln.), dagegen lässt sich aus der Lösung das Silber nicht metallisch durch Kupfer fällen, weil dieses von dem Natronsalze angegriffen wird, sondern muss durch Einfach-Schwefelnatrium als Schwefelsilber präcipitirt werden. Seit Anwendung kalter Kochsalzlösung zur Chlorsilberextraction (S. 347), wobei sich gleich Cementsilber erhalten lässt, ist das Augustin'sche Verfahren dem Patera'schen gegenüber noch einfacher geworden.

Beispiele. Joachimsthal. Früheres Verfahren zu Joachimsthal.[1]) Rösten reicher Silbererze mit Beimengungen von Kobalt-, Nickel-, Uran- und Wismutherzen mit Wasserdampf, dann mit Kochsalz und Eisenvitriol ebenfalls unter Zuführung von Wasserdampf, Auswaschen des Röstgutes mit heissem Wasser zur Entfernung von Metallverbindungen (Fe, Co, Ni, Zn, Cu, Pb), welche durch Schwefelnatrium ebenfalls geschwefelt werden würden, Extraction des Chlorsilbers mit einer verdünnten kalten Lösung von unterschwefligsaurem Natron, Fällung des Silbers durch Schwefelnatrium, Filtriren des Schwefelsilbers durch Leinwandbeutel, Pressen, Trocknen, Auswaschen von Glaubersalz mit heissem Wasser, Trocknen, Glühen bei Luftzutritt unter der Muffel und Schmelzen des geglühten Productes im Graphittiegel mit Eisen; Verarbeitung der Rückstände auf Nickel und Kobalt.

Baranca. Baranca[2]), Mexico. Rösten von Fahlerz mit Blende, Bleiglanz u. s. w. mit Kochsalz im Brückner'schen Rotirofen und im Flammofen mit 4 Herden (4 t in 24 St.), Ausziehen von Kupfer- und Zinksalzen mit kaltem Wasser (nicht mit heissem, damit sich möglichst wenig Chlorblei löst), Fällen des Kupfers aus der Lösung durch Eisen, Extrahiren des Silbers aus dem Rückstande durch unterschwefligsaures Natron, Fällen mit Schwefelcalcium, Rösten des etwas Blei enthaltenden Niederschlages im Flammofen, Erfolg von Rohmetall mit 650—700 Tausendstel Feine, welches im mexicanischen Treibofen mit etwas Blei feingebrannt wird.

Australien. Australien.[3]) Anwendung der Natronlösung im erhitzten Zustande.

Kalksalz. 2) Unterschwefligsaurer Kalk ist von Kiss[4]) zur gleichzeitigen Ausziehung von Gold und Silber enthaltenden, chlorirend gerösteten Erzen angewandt, $3\,CaO, S_2O_2 + 2\,AgCl = (Ag_2O, S_2O_2 + 2\,CaO, S_2O_2) + CaCl_2$, worauf man aus der Lösung Gold und Silber zusammen durch Schwefelcalcium niederschlägt $(Ag_2O, S_2O_2 + 2\,CaO, S_2O_2) + CaS = Ag_2S + 3\,CaO, S_2O_2$. Die im Ueberschusse vorhandene Schwefelcalciumlauge geht an der Luft in CaO, S_2O_2 über und es muss CaS, durch Glühen von Kalk mit Schwefel dargestellt, stets ergänzt werden.

Versuche in Ungarn und Russland ergaben minder günstige Resultate, als das Verfahren mit unterschwefligsaurem Natron. — O. Hoffmann[5]) röstet Silbererze chlorirend, laugt mit heissem Wasser lösliche Chlormetalle aus, extrahirt das Chlorsilber mittelst unterschwefligsauren Kalkes, fällt durch Schwefelcalcium Schwefelsilber, welches ausgelaugt, getrocknet, unter Muffeln oder in eisernen Röhren geglüht, dann mit Eisen geschmolzen, der Stein abgezogen und das Silber unter Zusatz von Knochenmehl und Borax getrennt wird.

Guanasevi. Guanasevi bei Durango (Mexico).[6]) Rösten von Amalgamationsrückständen mit Kochsalz, Auslaugen löslicher Chloride mit Wasser, dann des Chlorsilbers mit unterschwefligsaurem Kalke, Filtriren des gefällten Schwefelsilbers durch Segeltuch, Pressen desselben mittelst einer Hebelpresse zu Kuchen, Trocknen und Rösten im Treibofen und Abtreiben unter Zusatz von Blei.

Küstel's Pacific-Reduction-Works bei St. Francisco.[7]) Rösten von bleihaltigen Gold- und Silberdürrerzen mit Kochsalz im geknickten Fortschaufelungs-

1) Kerl, Met. 2, 169; 3, 301. B. u. h. Ztg. 1861, S. 60; 1862, S. 148. 2) B. u. h. Ztg. 1878, S. 375. Revue univers. 1880, T. 8, p. 69 (Sonora, Sinoloa). 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 346. Utah in B. u. h. Ztg. 1880, S. 380. 4) Kerl, Met. 3, 299. Tunner's Leoben. Jahrb. 1865, Bd. 15, S. 199 (Erzanalysen). 5) Küstel's Roasting of Gold and Silver Ores 1870, p. 108. 6) Preuss. Ztschr. 21, 142. B. u. h. Ztg. 1874, S. 68. 7) Preuss. Ztschr. 27, 150.

ofen (S. 327), täglich 3 t, Auslaugen nach der Abkühlung mit siedendem Wasser, Abkühlen der filtrirten Lösung in Gerinnen durch zugeleitetes kaltes Wasser, wobei sich Chlorblei ausscheidet, welches im Tiegel auf treibwürdiges Werkblei geschmolzen wird. Extrahiren von Chlorsilber und Chlorgold aus dem Rückstande durch unterschwefligsauren Kalk 2—3 Tage, Fällen der klaren Lösung mit Schwefelcalcium, Pressen, Abbrennen des Niederschlages im Treibofen und Abtreiben mit Blei. Für bleifreie reine Erze ist der Washoeprocess (S. 345) ökonomischer.

Stewart Silver Mill[1]), Georgetown, Colorado. Silberextraction mit Eisenchlorürlösung, dann Fällen mit unterschwefligsaurem Kalke.

129. Entsilberungsmethoden für silberarme kupferhaltige abgeröstete Schwefelkiese.

1) Claudet's Verfahren.[2]) Solche behufs der Kupfergewinnung (S. 233) mit Kochsalz geröstete Kiese, z. B. mit 0.0027 Proc. Ag und 0.0001 Proc. Au, liefern bei den drei ersten Waschungen mit Wasser chlornatriumhaltige Kupferlaugen, welche 95 Proc. vom Totalsilbergehalte des Erzes und auch Gold enthalten, während die übrigen 5 Proc. Silber in den nachfolgenden Laugen die Gewinnungskosten nicht lohnen. Das Verfahren der Silbergewinnung beruht auf einer Fällung von Jodsilber mittelst Jodkaliums oder billigerer Vareclauge[3]) und Zersetzung des ersteren mittelst Zinkes und Salzsäure unter Bildung von Silberschwamm und Zinkjodid, welches dann mit zur Silberfällung dient. **Claudet's Verfahren.**

Beispiele. Liverpool. Widnes Metal Works bei Liverpool. Klärenlassen von 2700 Gallons (12 360 l) silberhaltiger Kupferlaugen von den drei ersten Waschungen in einem hölzernen Klärbottich; vorläufige Ermittelung des Silbergehaltes in 1 Gallon (4.543 l) durch Versetzen mit etwas Salzsäure, essigsaurem Bleioxyde und Jodkaliumlösung, Abfiltriren und Trocknen des blei- und silberhaltigen Niederschlages, Schmelzen desselben mit Soda, Borax und Kohlenstaub auf einen Bleikönig und Abtreiben desselben, wo man dann die Menge Silber in 1 Gallon Flüssigkeit erfährt; Zusatz einer dem Silbergehalte entsprechenden Menge von Jodkaliumlösung von bestimmtem Gehalte aus einem graduirten Behälter zu der geklärten überzogenen Kupferlauge unter stetem Umrühren oder Einleiten von Wasserdampf (die Jodkaliumlösung ist so verdünnt, dass durch den erforderlichen Zusatz das Volumen der zu fällenden Lauge etwa um $^1/_{10}$ vermehrt wird), Hinzufügen einer geringen Menge Kalkwasser, Absetzenlassen während 48 St., Abziehen der auf einen Silberrückhalt geprüften Flüssigkeit, wiederholtes Decantiren des Niederschlages (Jodsilber, Jodblei, schwefelsaures Bleioxyd, welches sich bei der Abkühlung der Lauge niederschlägt, in Wasser unlösliche Kupfer- und Eisensalze), Behandlung desselben mit schwacher Salzsäure zur Ausziehung der Kupfer- und Eisensalze, dann mit Salzsäure und Zink in der Wärme, wobei Jodsilber und Jodblei vollständig, Bleisulfat nur theilweise zerlegt werden unter Bildung von Silberschwamm mit etwa 5 Proc. Ag, 0.06 Proc. Au und 75 Proc. Pb, theils als Sulfat vorhanden (wird an Silberhütten verkauft) und lösliches Zinkjodid, welches nach Ermittelung seines Jodgehaltes immer wieder zum anfänglichen Fällen neuer Silberlösungen benutzt wird, während man die Fällung mit Jodkaliumlösung beendigt. Aus 1000 kg gerösteten Kiesen lassen sich 11.6 g Ag und 0.097 g Au mit 1.98 Mark Gewinn extrahiren.

Fahlun. Fahlun. Rösten von kiesigen Kupfererzen mit 3—4 Proc. Cu in Stadeln, aus deren Obertheil Schwefeldämpfe durch einen Canal in eine hölzerne Condensationskammer ziehen; Mengen des Röstgutes in abwechselnden Lagen mit Kochsalz, Durchlassen des Gemenges zwischen Steinbrechern und Sieben, Rösten des Siebfeinen in Flammöfen mit 3 Feuerungen an jeder Seite, von denen die Flamme erst unter dem Herde, dann über den Herd hin und mitten im Gewölbe abziehen; Auslaugen, Heben der Laugen mit über 1.07 spec. Gew. durch Injectoren, Fällen des Silbers durch Jodkalium, Zersetzung desselben durch Zink, Ankneten des Silberschlammes mit Glätte und Sägespänen, Schmelzen im Flammofen und Abtreiben des Reichbleies, Feinbrennen des Blicksilbers. Fällen des Kupfers aus der entsilberten Lösung durch Eisen.

---

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 373. 2) Ebend. 1871, S. 20, 120, 413; 1872, S. 150 1875, S. 62. Dingl. 198, 306; 199, 53, 305; 206, 80; 214, 467. 3) Dingl. 206, 30.

Gibb's Verfahren.

2) Gibb's Verfahren mit Schwefelwasserstoff.[1]) Ausfällen von etwa 6 Proc. Schwefelkupfer aus silberarmer Kupferlösung mittelst aus Sodarückständen (S. 243) erzeugten Schwefelwasserstoffes, in welchem Niederschlage sich das meiste Silber ansammelt; Calciniren desselben, Auslaugen mit Wasser, Fällen der vitriolischen Lösung mit Eisenschwamm, Extrahiren des abgelaugten Rückstandes mit heisser gesättigter Kochsalzlösung und weitere Verarbeitung auf trockenem Wege; Niederschlagen der Metalle aus der noch immer schwach kupferhaltigen Silberlauge mit Kalkmilch und Weglösen des Kupfers mit verdünnter Schwefelsäure; Erfolg z. B. von 0.0017 Proc. Ag aus Abbränden bei höchstens 75 Pf. Unkosten. In Oker[2]) hat man die partielle Fällung mit Schwefelnatrium versucht.

Zur Duisburger Kupferhütte[3]) werden Riotintokiese (in 1000 kg mit 495 kg S, 430 kg Fe, 30 kg Cu, 10 kg Pb, 26 g Ag, 180 mg Au nebst Spuren Bi, Th, Se) auf 73 Proc. Abbrände geröstet, diese chlorirend geröstet und aus der Kupferlösung das Silber als Ag S gefällt.

Snelus' Verfahren.

3) Snelus Verfahren mit Eisenfeile.[4]) Niederschlagen von etwa 19 Proc. Kupfer mittelst in die Laugen eingeblasenen fein vertheilten Eisenstaubes, wobei an 80 Proc. des gelösten Silbers mit ausfallen; auch ist die galvanische Fällung von Clark und Smith[5]) versucht.

Die Erfahrung, dass beim Behandeln einer Silber und Kupfer enthaltenden Flüssigkeit mit Eisen sich zuerst Silber niederschlägt, hat man in Oker beim Kupferchlorationsprocesse (S. 249) benutzt, indem man den ersten Niederschlag vom späteren trennt und dann Silber und Kupfer durch Schwefelsäure scheidet (S. 363) oder auch den Niederschlag mit Kupferchloridlösung erhitzt, wobei Kupferchlorür und Chlorsilber entsteht, die man in Kochsalz löst und das Silber durch Kupfer fällt (England).

Zersetzung.

130. Silbergewinnung aus Chlorsilber. Es ist wiederholt vorgeschlagen, das Silber in Erzen durch Behandlung mit Königswasser oder durch Auflösen und Fällen mit Kochsalz in Chlorsilber zu verwandeln und dieses dann auf trockenem oder nassem Wege zu reduciren[6]), letzteren Falles auf galvanischem Wege.[7])

Beispiele. Joachimsthal.

Patera[8]) versuchte, silberreiche Joachimsthaler Erze mit verdünnter Schwefelsäure und Salpeter (Königinwasser) zu zersetzen, die silberhaltige Lösung mit Kochsalz zu fällen, das Chlorsilber mittelst eines galvanischen Apparates zu reduciren und das ausgeschiedene Silber zu schmelzen. — v. Kripp[9]) empfiehlt die Nickel, Kobalt und Silber enthaltenden Kupfererze von Brixlegg in Schwefel- und Salpetersäure zu lösen, Silber durch Kochsalz, Kupfer durch Schwefelwasserstoff, Arsensäure und Eisenoxyd durch kohlensauren Kalk zu fällen, dann Nickel und Kobalt mittelst kohlensauren Barytes und Chlors zu trennen.

Brixlegg.

Nagyag.

Nagyager Tellurerze werden nach Schröder[10]) erst mit verdünnter, dann mit concentrirter Salzsäure erwärmt, bis sich kein Schwefelwasserstoff mehr entwickelt, decantirt, die Tellurgold und Tellursilber enthaltenden Rückstände ausgewaschen, mit Königswasser gekocht, das gelöste Gold durch Eisenvitriol gefällt, das Tellur durch Zink, das Chlorsilber im Rückstande durch Zink und Salzsäure zerlegt, das unreine Silberpulver in Schwefelsäure gelöst und durch Kupfer gefällt. Die Chlorsilberreduction kann am einfachsten auf die Weise geschehen, dass man einen Zinkblock, der mit einem Silberdrahte verbunden und mit dichter Leinwand oder einer nassen Blase umwickelt ist, damit im Zinke enthaltene fremde ausgeschiedene Metalle (Blei, Zinn u. s. w.) nicht ins Silber gelangen, in den mit etwas Schwefel-

1) Dingl. 214, 468. B. u. h. Ztg. 1875, S. 62. 2) Dingl. 228, 149. 3) B. u. h. Ztg. 1880, S. 306. 4) Wagner's Jahresber. 1876, S. 146. 5) Ebend. 1876, S. 146. 6) Muspratt's techn. Chem. 6, 566. 7) Oest. Ztschr. 1879, Nr. 35, 36. 8) B. u. h. Ztg. 1855, S. 131. 9) Oest. Ztschr. 1867, Nr. 8. 10) Ebend. 1872, Nr. 28.

säure angesäuerten Chlorsilberbrei so einsetzt, dass das eine Ende des Silberdrahtes ins Chlorsilber taucht. An ersterem scheidet sich alles Silber aus. Einen zweckmässigen Apparat für die Zersetzung des Chlorsilbers im Grossen hat Leibius[1]) construirt. — Löwe[2]) gewinnt Tellur aus obigen Erzen durch Entfernung vorhandener Carbonate mittelst verdünnter Salzsäure, Kochen mit concentrirter Schwefelsäure, Ueberführen des Tellurs in Lösung durch Digeriren mit salzsäurehaltigem Wasser, Fällen desselben mit Zink, Aussüssen und Trocknen des Sb, As, Cu und Pb enthaltenden Rohtellurs.

Sonstige Methoden der Chlorsilberreduction finden sich in Muspratt's technischer Chemie, 3. Aufl. Bd. 6, S. 566, und Kerl's Met. 4, 415 zusammengestellt. Ein sehr gebräuchliches Verfahren auf trockenem Wege besteht darin, das Chlorsilber mit 70 Proc. Kreide und 4 Proc. Holzkohle zu schmelzen.

Beim Lösen des Chlorsilbers in unterschwefligsaurem Kalk und Fällen mit Schwefelcalcium (S. 366) wird bei zinkischer Lösung erst weisses Schwefelzink gefällt, dann erst Silber (Fernezely).[3])

131. **Galvanische Fällung.** Dieses Verfahren (S. 244) ist neuerdings mehrfach für silberhaltiges Schwarzkupfer und goldhaltiges Silber zur Ausführung gebracht, nachdem man zweckmässig construirte elektromagnetische Maschinen construirt hat. Verfahren: Anfüllen eines hohlwandigen gusseisernen Kessels, in dessen Hohlraum Wasserdampf geleitet wird, theilweise mit Silbervitriollösung von einem bestimmten Verdünnungsgrade, Einhängen des zu Platten gegossenen Rohsilbers, mit dem positiven Pole verbunden, in die Flüssigkeit und Verbinden eines ebenfalls in die Flüssigkeit tauchenden reinen Silberbleches mit dem negativen Pole, worauf sich von dem Rohsilber reines Silber ablöst und auf dem Silberbleche niederschlägt, während die Unreinigkeiten des Rohsilbers (Antimon, Arsen u. s. w.) und mit ihnen das Gold als schlammiges Pulver zu Boden fallen. Dasselbe wird zweckmässig beim Abtreiben eingetränkt (S. 255). Es fallen zuweilen, namentlich bei nicht gehöriger Concentration der Lösung, Silbertheilchen in den Schlamm. Eine Schuckert'sche Maschine schlägt stündlich 1 kg, eine Gramme-sche bis 10 kg Silber nieder. Verfahren.

IV. GOLD.

132. **Golderze.** Das Gold[4]) findet sich in der Natur: Golderze.

1) meist gediegen, fast immer aber legirt mit geringeren oder grösseren Mengen Silber, ausserdem auch mit geringen Mengen Eisen, Kupfer, Quecksilber, Palladium, Platin, Iridium, Rhodium, Blei, Wismuth;

---

1) Dingl. 191, 103; 197, 55. 2) B. u. h. Ztg. 1874, S. 143. 3) Oest. Ztschr. 1880, Nr. 44, S. 538. 4) Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Gold. Kerl, Met. 4, 323. Muspratt's Chem. 3, 419. Helmhacker in Oest. Ztschr. 1880, Nr. 9; Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 222 (sehr ausführlich); Gold im Alterthume in B. u. h. Ztg. 1880, S. 5; Ungarn: B. u. h. Ztg. 1866, S. 84; Siebenbürgen: ebend. 1869, S. 108; Alpen: Oest. Ztschr. 1878, Nr. 50; B. u. h. Ztg. 1879, S. 221; Kärnthen: Oest. Ztschr. 1873, Nr. 20; Kongsberg: B. u. h. Ztg. 1869, S. 230; 1870, S. 115. Berggeist 1871, Nr. 100; Fahlun: B. u. h. Ztg. 1870, S. 227; Spanien: B. u. h. Ztg. 1867, S. 125; Ural: B. u. h. Ztg. 1866, S. 108; 1876, S. 414; 1877, S. 18; 1880, S. 273, 323; Nordwales: Oest. Ztschr. 1869, S. 315, 321; Ver. Staaten: Blake, report of the precious metals, Washington 1869 (B. u. h. Ztg. 1869, S. 323); Raymond's Statistics in B. u. h. Ztg. 1872, S. 263 u. f.; Montana: B. u. h. Ztg. 1868, S. 118; Californien: ebend. 1868, S. 318; Crookes-Röhrig's Metallurgy, adapted from the last german edition of Kerl's Metallurgy, Vol. 1, p. 611; Colorado: B. u. h. Ztg. 1873, S. 419; Columbien, Neuseeland und Nova Scotia: B. u. h. Ztg. 1875, S. 318; 1876, S. 165 (1866, S. 55, 84); Virginien ebend. 1866, S. 144; Brasilien: ebend. 1868, S. 181; 1879, S. 350; Ann. d. min. livr. 2 de 1875; Engin. and Min. Journ. 1876, Vol. 22, Nr. 41; Persien: B. u. h. Ztg. 1880, S. 25; Jeddo: ebend. 1875, S. 290; Argent. Republik: Lallemant, die Arg. Repub. 1878.

2) seltener vererzt, und zwar vorwaltend durch Tellur, z. B. im Schrifterz[1] (Au, Ag) Te_2, worin bis zur Hälfte des Goldes durch Silber und etwas Blei, Tellur in geringer Menge durch Antimon vertreten ist, mit 24—30 Au, 3—15 Ag, 0.25—20 Pb; im Blättertellur, Pb, Au und Cu mit Te, S und Sb, meist Pb Te mit Pb S und Au Te_2 mit 6—9 Au, 50—60.5 Pb; Weisstellur (Au, Ag, Pb) $(Te, Sb)_3$ mit 24.8—29.6 Au, 2.17—14.6 Ag, 2.5—19.5 Pb. Ausserdem scheinen als Vererzer Antimon, Arsen und vielleicht Schwefel in manchen goldhaltigen Kiesen aufzutreten.[2])

Nach Aubel[3]) ist das gediegene Gold ein Zersetzungsproduct von goldhaltigen Schwefelkiesen. Nach Würtz[4]) spielen bei der Goldgenesis Eisenoxydsalze eine Hauptrolle, welche das Metall lösen; nach Demselben, sowie nach Ott[5]) findet sich das Gold in kiesigen Erzen stets gediegen, nicht vererzt, indem sich die Thatsache, dass geröstete Kiese bei der Amalgamation eine grössere Goldausbeute geben, als rohe, daraus erklärt, dass nicht etwa Antimon, Arsen und Schwefel durch dieses Rösten entfernt, sondern durch Oxydation der Kiespartien die Goldtheilchen für den Angriff durch das Quecksilber blosgelegt werden. Güttler[6]) vermochte im Reichensteiner Arsenkiese gediegen Gold nicht nachzuweisen. — Auch über die Vertheilung des Goldes und seine Neigung, sich in besonderen Mineralien anzusammeln, variiren die Ansichten, indem man bald der Zinkblende (Lautenthaler Blende[7]) mit $^1/_{20000000}$ Au), bald dem Arsenkiese (Reichenstein[8]) mit 0.0022—0.0024 Proc. Au), bald dem Kupferkiese, für welchen mehrfach Erfahrungen vorliegen (Rammelsberger[9]) Erze mit 0.01—0.02 Proc. Ag und nach dem Gehalte der güldischen Blicksilber mit 0.00005—0.0001 Proc. Au, und zwar Blicksilber von Bleierzen mit 0.3 Proc., von Melirerzen mit 0.6 Proc. und von Kupfererzen mit circa 1 Proc. Au), Fahlun[10]) $^1/_{1000000}$, Colorado[11]), solche Rollen zuschreibt. In Freiberg[12]) enthalten mit Silber- und Antimonerzen vorkommende Kiese im daraus ausgebrachten Silber 0.17—0.28 Proc. Au und, wenn jene Erze fehlen, 0.05—0.06 Proc. Au. Der Goldgehalt der Kiese geht von 0.00003—0.0015 Proc. — Geringe Goldgehalte lassen sich ermitteln durch Verwaschen oder Amalgamiren roher oder gerösteter Erze und die Plattner'sche Löthrohrprobe, die geringsten Mengen nach Braun's und Skey's Verfahren.[13]) Ein geringer Goldgehalt findet sich nach Eckefeld[14]) in vielen Erzen, nach Percy und Smith[15]) in manchen Kunstproducten (Glätte, Mennige, Bleiweiss u. s. w.).

Geologisches Vorkommen.

Nach dem geologischen Vorkommen des Goldes lassen sich unterscheiden:

Berggold.

1) Berggold, noch auf seiner ursprünglichen Lagerstätte vorkommend, vorwiegend auf Quarzgängen in Blättchen, Körnern, Krystallen und Trümmern, häufig in Gesellschaft mit Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen (Eisen-, Kupfer-, Arsenkies, Zinkblende, Blei- und Antimonglanz u. s. w.), häufiger gediegen als vererzt; seltener auf Erzlagern (Rammelsberg). Die vermeinte Abnahme des Goldes nach der Tiefe[16]) ist mehrfach angezweifelt.[17]) In Victoria führen Gänge in einer Tiefe von 158—188 m noch Gold.

---

1) Tellurerze. Siebenbürgen in B. u. h. Ztg. 1874, S. 142, 147, 292. Burkart in Leonhard's Jahrb. f. Mineralogie u. s. w. 1874, Hft. 1. Californien: B. u. h. Ztg. 1865, S. 374; 1868, S. 232. Americ. Chemist 1874, Nr. 52. Engin. and Min. Journ. 1877, Vol. 24, Nr. 1; Min. and scientif. Press 1879, Vol. 38, Nr. 24. Colorado: B. u. h. Ztg. 1877, S. 229; 1878, S. 371. 2) Grützner, Augustin'sche Silberextraction 1851, S. 164. B. u. h. Ztg. 1859, S. 267; 1871, S. 264; 1875, S. 427. Dingl. 167, 154. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 392. 4) Ebend. 1869, S. 54. 5) Ebend. 1869, S. 129. 6) Ebend. 1870, S. 372. 7) Kerl, Oberharzer Hüttenprocesse 1860, S. 19. 8) Kerl, Met. 4, 372. B. u. h. Ztg. 1870, S. 372. 9) Kerl, Rammelsberger Hüttenproc. 1863, S. 3: Anhang S. 22. B. u. h. Ztg. 1872, S. 156. 10) B. u. h. Ztg. 1870, S. 227. 11) Ebend. 1864, S. 384. 12) Plattner's Röstproc. S. 128. 13) B. u. h. Ztg. 1871, S. 263. Fresen. Ztschr. 7. Jahrg., S. 340. 14) Wagn. Jahresber. 1861, S. 88. 15) Polyt. Centr. 1853, S. 888; 1854, S. 885. 16) Bericht über die erste allg. Vers. der Berg- und Hüttenmänner in Wien 1859, S. 27, 32, 44. B. u. h. Ztg. 1859, S. 285. 17) B. u. h. Ztg. 1867, S. 328, 380; 1868, S. 251.

Ungarn und Siebenbürgen, Sachsen, Baiern, Salzburg, Nordwales, Kongsberg, Fahlun, Reichenstein, Rammelsberg, Spanien, Amerika. — In den Ver. Staaten (Californien, Nevada, Colorado u. s. w.) findet sich das Gold in Gängen in älteren krystallinischen Gesteinen, meist Granit, vorwaltend an Quarz gebunden, welcher dasselbe gediegen oder metallisch und geschwefelt an Schwefelkies (Goldkies) gebunden führt, dem sich häufig noch Kupferkies und Silbererze und in kleinen Mengen andere, meist nicht gern gesehene Erze (Blende, Bleiglanz u. s. w.) zugesellen. Das Gold aus Kiesen ist wegen grösseren Silbergehaltes weniger werth, als dasjenige aus dem Seifengebirge. In Colorado, im Boulderdistricte, finden sich Tellurgolderze (Citate S. 370) in zahlreichen, höchstens 2 m mächtigen Gängen in Granit und Porphyr, die als Gangmasse Felsitgestein mit Glimmer und Quarz oder weissem Thon, zersetzten Porphyr, Kalkspath und Flussspath enthalten, in feinen, zarten Partien, in Anflügen und undeutlichen krystallinischen Massen (goldhaltiges ged. Tellur); Calaverit, Tellurgold $AuTe_4$ mit 41 Proc. Au; Petzit, Tellursilbergold (Ag, Au) Te mit 18 Proc. Au, Sylvanit $(Au, Ag_2) Te_3$ mit 10 Proc. Au u. a. Als Begleiter treten Bleiglanz, Zinkblende, Fahlerze und Schwefelkies, Tellurblei (Altait), Tellurwismuth, goldhaltiger Markasit u. s. w. auf. Der Schwerpunkt der Golderzeugung liegt nicht mehr in der alten Welt, sondern vorwiegend in den Ver. Staaten und Australien; während in Afrika erst Versuche begonnen sind, hat sich die Production in Europa und Asien nicht wesentlich gesteigert. — Beispiele.

2) Seifen- oder Waschgold auf secundären Lagerstätten, im Seifengebirge als Staub, Körner, feine Blättchen und grössere Stücke, meist in Begleitung von Quarzsand, Thon, Glimmer, Grünstein, Chlorit, Serpentin, Titan-, Magnet- und Chromeisenstein, Granat, Spinell, Zirkon, Platin, Diamanten u. a. — Goldalluvionen.

Seltener in Deutschland (Rhein, Edder, Fichtelgebirge, Thüringer Wald u. s. w.), Oesterreich (Ungarn, Siebenbürgen, Banat, Kärnthen u. s. w.), Frankreich und Irland, als in Russland (Ural, Amurgebiet, Sibirien), Californien, Australien, Afrika, Fluss Tanna in Lappland.[1]) Die in fast allen Weststaaten der Ver. Staaten, namentlich aber am mittleren Westabhange der Sierra Nevada in Californien[2]) besonders reich und mächtig entwickelten Goldseifen füllen vorzugsweise alte Flussläufe des Pliocen aus und bestehen aus einer mannigfaltigen Folge von Sand, Gerölle, Breccien und eingelagerten Felsstücken, auf granitnem Boden aufliegend bis zu 200 m Mächtigkeit, bei durchschnittlich nicht viel über einem halben Dollar Ausbringen pro cbm. Das californische Gold enthält durchschnittlich 12 Proc. Ag und etwa $^1/_{1000}$ Iridium, das australische Waschgold[3]) 88—97 Proc., durchschnittl. 91.34 Proc. Au, und zwar Gold von Victoria 93.85, Neu-Süd-Wales 90.89, Queensland 83.35 Proc. — Beispiele.

Goldgehalt[4]) des ärmsten noch waschfähigen Rheinsandes 0.000.000.12, durchschnittlich 0.000.000.32, Rheingold mit 93.4 Au, 6.6 Ag und 0.069 Pt; Sand in Sibirien bei 0.000.001 nicht mehr waschfähig; Ausbringen aus sibirischem Sande im Jahre 1868 an 0.000.195 Proc. Au.

Murray[5]) hat die Frage erörtert, ob das Seifengold nur aus Trümmern älterer zerstörter goldführender Lagerstätten bestehe oder durch Niederschlag aus in den fliessenden Gewässern fortgeführten Goldlösungen entstanden sei.

Nach Egleston[6]) ist das Seifengold nicht durch Zertrümmerung goldhaltiger Gesteine, sondern durch Niederschlag aus einer Lösung entstanden.

133. Goldgewinnungsmethoden.[7]) Je nach der Beschaffenheit der Erze (gediegenes oder vererztes Gold, arm oder reich, erdige oder geschwefelte Beimengungen u. s. w.), nach Materialpreisen, überhaupt nach Localverhältnissen kommen theils rein mechanische Operationen (Wasch- — Auswahl der Methoden.

1) Aeltere Literat. in Kerl's Met. 4, 324. Südaustralien in B. u. h. Ztg. 1862, S. 275; 1864, S. 345. Siebenbürgen in B. u. h. Ztg. 1869, S. 108; Kärnthen ebend. 1871, S. 11; Ural ebend. 1866, S. 108; 1868, S. 392; Sibirien ebend. 1872, S. 295; Borneo ebend. 1865, S. 283; Nordbrasilien ebend. 1868, S. 202; Vereinigte Staaten s. oben; Montana in B. u. h. Ztg. 1868, S. 188; Australien in Odernheim, Festland Australien, S. 82. Crookes-Röhrig, c. l. p. 615. Lappland: Oest. Ztschr. 1872, Nr. 35. Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 222. 2) Leoben. Jahrb. 1879, S. 241. 3) Ebend. 1879, S. 255. 4) Kerl, Met. 4, 349. 5) B. u. h. Ztg. 1872, S. 264. 6) B. u. h. Ztg. 1880, S. 155. 7) Kerl, Repertor. d. techn. Lit., Art. Gold. Simonin, l'or et l'argent. 2 édit. Paris 1880.

processe), theils rein chemische Processe (Röst- und Schmelzprocesse, Auflösung und Fällung, Amalgamation), theils Combinationen beider (z. B. Waschen und Amalgamiren) vor.

Mittelst des billigen Waschprocesses lassen sich oft noch Erze verarbeiten, welche beim Schmelzen und Amalgamiren keinen Nutzen mehr abwerfen. Von besonderem Einflusse auf die Rentabilität kann ein Silbergehalt im Erze sein, welcher bei geringem Goldgehalte die Schmelz- oder Amalgamationskosten möglicher Weise deckt. Nach von Cotta enthalten 1000 Ctr. (50 000 kg) Erz Gold für 948 M. in Salzburg und Tyrol, für 1599—67998 M. am Monte Rosa, für 60 000 M am Ural (Gold) und für 600 000—780 000 M in Californien. An manchen Punkten in Californien gewinnt man mit Vortheil noch Gold aus goldführenden Quarzgängen, welche nur für 7 Doll. pro t (1016 kg) enthalten.

Das erfolgende Gold ist häufig so silberhaltig, dass noch eine Trennung der Legirung (Goldscheidung), meist auf nassem Wege, vorgenommen werden muss.[1])

Production. Goldproduction.[2]) In 1500—1848 (vor Entdeckung des Goldes in Californien und Australien) 4 450 000 kg à 2760 M., von 1849 bis 1866 an 2 810 000 kg, im Jahre 1800 an 24 000, 1846 an 45 000 und 1853—1862 durchschnittlich jährlich 187 500 kg. In der Periode von 1849—1866 kommen vom Gesammtwerthe der Edelmetallproduction 70 Proc. auf Gold und 30 Proc. auf Silber, auf Amerika allein in den letzten Decennien an 60 Proc. Letzteres, namentlich dessen Westen, ist für fernere Jahrzehnte dazu bestimmt, dem Welthandel den grössten Theil der Edelmetalle zu liefern. Nach Becker betrug die Production der Ver. Staaten in 1848—1874 an 5366.43 Millionen Mark Gold und 928.84 Millionen Mark Silber; Lindermann veranschlagt die Goldproduction der Ver. Staaten in 1877/78 auf mindestens 50 226 000 Doll.

Die grösste Menge Gold liefern Californien, Mexico, Südamerika, Australien, Westafrika, das Capland und der Ural; in Europa sind nur Ungarn und Siebenbürgen von einiger Bedeutung, weniger der Rammelsberg und Reichenstein.

1. Capitel. **Zugutemachung goldhaltiger Erze.**

Vor- und Nachtheile. **134. Waschprocesse.**[3]) Obgleich einfach und billig in der Ausführung für Erze, welche gediegenes, nicht vererztes Gold in mehr oder weniger derben Partien oder deutlichen Körnern enthalten (Goldsand, zerkleinerte erdige Goldbergerze), veranlasst das Waschen Verluste bis zu 50 Proc. und mehr, welche unter gleichen Umständen zunehmen mit dem Reicherwerden der Geschicke, mit der Ungleichmässigkeit der Korngrösse, der Unvollkommenheit der Waschapparate, bei zartblätteriger statt körniger Beschaffenheit des Goldes und bei festen Beimengungen. Am günstigsten sind feinkörnige, thonige und kalkige Gesteine. Das ausgewaschene Gold (Goldstaub), durch specifisch schwere Beimengungen verunreinigt, erfordert noch eine Schmel-

1) Werth des Goldes im Vergleiche zu Silber in B. u. h. Ztg. 1871, S. 19. — Reduction des Procentgehaltes an Gold im Erze auf den Werth einer Tonne in Dollars in B. u. h. Ztg. 1867, S. 86. Kerl, Met. 4, 348. 1 kg Gold ist etwa 2700—2760 M. werth. — Werth des Goldes: B. u. h. Ztg. 1874, S. 94. Engin. and Min. Journ. New-York 1875, Vol. 19, Nr. 20, p. 350 (Raymond). Wagn. Jahresber. 1879, S. 174 (Lindermann). — Werth verschiedener Golderze: Kerl, Met. 4, 350. 2) Oest. Bericht von der Pariser Ausstellung 1867. Wien 1869 (9. Lief. Bergbau- und Hüttenwesen S. 31). B. u. h. Ztg. 1876, S. 22 (Becker). 3) Zerrenner, Anleit. zum Gold-, Platin- und Diamantwaschen 1851. B. u. h. Ztg. 1880, S. 274 (Japan).

zung mit Solvirungsmitteln (Potasche, Borax, Salpeter) oder eine Ansammlung der kleineren Körner mittelst Quecksilbers.

Kiesige Erze, selten angewandt, bedürfen einer vorherigen Verwitterung (Marmato[1]) oder besser Röstung; im rohen Zustande gehen $^2/_3$—$^3/_4$ des Goldgehaltes verloren.

Beispiele.

Das Verwaschen geschieht entweder mit der Hand in Kürbisschalen[2]); in hölzernen Schüsseln[3]) (batea Fig. 188) oder Trögen (Brasilien, Borneo); auf Fellen[4]); in langen Gräben[5]) mit Krümmungen unter Zuführung eines rasch fliessenden Wasserstromes und Reinigen des in den Krümmungen angereicherten Sandes in der Batea (Brasilien, Borneo, Lappland); durch hydraulischen Abbau (Vereinigte Staaten[6]), Fahlun[7])), wobei man einen starken Wasserstrahl gegen die metallführenden Sandbänke u. s. w. leitet; durch rohere maschinelle Vorrichtungen, wie in Californien und Australien, auch in Lappland durch die Wiege (craddle[8])) (Fig. 189) — ein auf Rollhölzern zu schaukelnder Kasten mit Sieb am oberen Ende zur Aufnahme des Sandes und Waschwassers, der Boden mit Querleisten versehen — und den Longtom[8]); auf Herden mit Querrinnen (Sardinien[9])) oder Ueberzügen von Tuch und Flanell; auf vollkommeneren Aufbereitungsmaschinen, z. B. in Russland[10]), und zwar für Handarbeit Reibgatter und Herde mit Querleisten, für Maschinenbetrieb Waschtrommeln und Waschherde mit aufgelegtem amerikanischem Rahmen; in Nord-Brasilien[11]) Pochen der Erze, Separation der Trübe in Trichterapparaten und Concentriren auf Stossherden. Von Seymoor[12]) ist die Windseparation versucht.

Fig. 188.

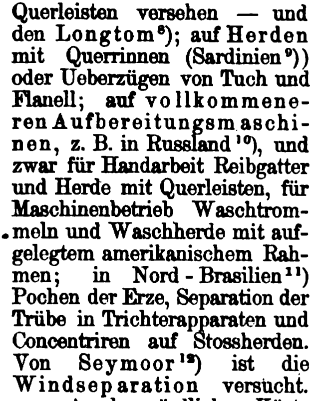
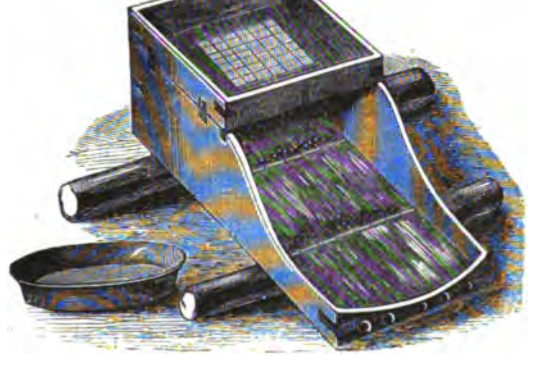


Fig. 189.



An der nördlichen Küste von Californien hat man Goldsand mittelst Taucherglocken[13]) gewonnen. Zur Gewinnung von Gold noch aus Abgangssand durchsticht man denselben im Flussbette des Carsons unterhalb der Comstocketablissements mit einem kupfernen, mit Quecksilber überzogenen Spaten an einem eisernen Stiele, wobei sich das Amalgam in einer Vertiefung des Spatens sammelt.[14])

Sonstige Beispiele in Kerl's Met. 4, 352 und in Muspratt's techn. Chem. 3. Aufl. 3, 527.

Goldstaubschmelzen.

Das Schmelzen des Waschgoldes geschieht, nach dem Ausziehen von Magneteisen mittelst eines Magnetes, in Graphittiegeln mit etwas Borax oder bei viel Quarz mit Soda; Abschlacken, Ausgiessen des ruhig fliessenden Metalles in einen eisernen Einguss, Aufgeben von

1) Kerl, Met. 4, 361. 2) Russegg. Reisen 3, 313, 727, 747. 3) B. u. h. Ztg. 1865, S. 285; 1868, S. 202. 4) B. u. h. Ztg. 1859, S. 258. 5) Ebend. 1865, S. 317; 1868, S. 202. 6) Ebend. 1860, S. 120; 1866, S. 222; 1868, S. 118, 129. 7) Ebend. 1870, S. 227. 8) Ebend. 1862, S. 278; 1876, S. 167. Oest. Ztschr. 1874, S. 47. 9) B. u. h. Ztg. 1863, S. 342. 10) Tunner, Russlands Montanindustrie 1871, S. 68 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1871, S. 361; 1877, S. 23 (Miassk). Leob. Jahrb. 1879, S. 229. Dingl. 184, 281. Rittinger's Aufbereitungskunde S. 511. Oest. Ztschr. 1876, Nr. 24 (Amur). 11) B. u. h. Ztg. 1868, S. 202; 1879, S. 350. Südbrasilien: Bullet. de la soc. de l'industr. minérale 1875, t. 4, livr. 2, p. 361. 12) B. u. h. Ztg. 1855, S. 381. 13) Oest. Ztschr. 1872, Nr. 50. 14) Ebend. 1877, Nr. 51.

etwas Oel und nach dem Erstarren von Kohlenstaub, damit die Oberfläche bei schön gelber Farbe glatt wird; Behandeln rothgefärbter Barren mit verdünnter heisser Schwefelsäure.

Vortheile. **135. Amalgamation.** Es gewährt dieses Verfahren bei verhältnissmässig geringen Quecksilberverlusten in kürzerer Zeit ein vortheilhafteres Ausbringen, wenn das erdige oder kiesige Erz möglichst frei von gewissen schädlichen Beimengungen (Blei, Wismuth, Antimon u. s. w.) und das Gold in nicht zu groben Partien vorhanden ist. Es lässt sich aus armen Erzen wohl 8mal so viel Gold durch Quecksilber mit 0.1 Proc. Verlust an letzterem ausziehen, als durch Waschen allein. Wegen dieses Verlustes kann sich aber bei armen Erzen ein theilweises Verwaschen empfehlen.

Wirkung des Quecksilbers. Die Wirkung des Quecksilbers ist eine zweifache; einmal verbindet sich dasselbe chemisch mit dem Golde, und zwar um so mehr, je reiner letzteres ist, oder wenn man ein freies Gold führendes Erz in feinzertheiltem Zustande auf die Oberfläche von Quecksilber bringt, so sinken beim Umrühren die freien Goldtheilchen im Quecksilber herab, adhäriren nur an demselben und trennen sich so von den auf der Oberfläche zurückbleibenden Erz- und Bergtheilchen (Mühlgoldgewinnung). Das im Quecksilber aufgelöste, chemisch gebundene Gold entzieht sich nach Rittinger der Filtration, während die im Quecksilber herabgesunkenen Freigoldtheilchen sich daraus durch Filtration leicht trennen lassen. Bei der ungarischen Mühlgoldgewinnung lösen sich z. B. bei Freigold mit 65—85 Proc. Gold nur 0.05—0.08 Proc. Gold im Quecksilber auf. Das beim Filtriren erhaltene Amalgam giebt beim Zusammendrücken oder Pressen in der als Filter dienenden Leinewand u. s. w. noch einen Theil goldhaltigen Quecksilbers ab, welches im mit Gold gesättigten Zustande wiederholt zur Gewinnung von Freigold zu benutzen ist, weil dann kein Freigold auf Unkosten der Sättigung des Quecksilbers aufgelöst wird. Durch Glühen des festen Amalgames und durch Destillation des mit Gold gesättigten Quecksilbers lässt sich der Goldgehalt gewinnen. Zuweilen reinigt man das Amalgam vor der Destillation durch Zerreiben im Quecksilberbade, wobei sich die fremden Metalle an der Oberfläche ansammeln; dann wird das Amalgam durch Tuch gepresst und bei schwacher Wärme mit verdünnter Schwefelsäure und bei bleiischer Beschaffenheit mit verdünnter Salpetersäure behandelt, hierauf destillirt (Californien [1])).

Quecksilbermenge. Die Menge des anzuwendenden Quecksilbers richtet sich nach der Construction des Apparates und der Erzbeschaffenheit, indem z. B. sehr leichte Erze mehr davon erfordern, als schwerere, reiche das Quecksilber rascher sättigen, als arme. Während sich für reiche Erze in kleineren Partien ein Anreiben derselben mit einer kleineren Partie Quecksilber im Mörser empfiehlt, so ist dieses Verfahren bei grösseren Mengen zu umständlich und wird zu viel Quecksilber zu feinem Staub zerschlagen. Man wendet dann besser Mühlen, amalgamirte Kupferplatten u. s. w. an. Es dürfen auch Metall und Erz nicht über eine gewisse Zeit zusammen bleiben, weil sonst grössere Verluste eintreten.

Die Entstehung eines dunkelgrauen, vom Wasser leicht fortgerissenen Schaumes deutet z. B. bei der Mühlenamalgamation darauf, dass das Quecksilber schon zu viel Gold aufgenommen hat. Auch wirkt die Menge und Geschwindigkeit des zugeführten Wassers auf die Consistenz des Erzbreies und die Metallverluste. Wirksamer als bei der Silbererzamalgamation (S. 342) ist nach Würtz und Crookes ein Zusatz von Natriumamalgam [2]) bei der Golderzamalgamation, indem dasselbe die Bildung von zerschlagenem Quecksilber (S. 331) dadurch verhütet, dass es demselben seinen Sauerstoff- und Schwefelgehalt entzieht. Besonders ein Schwefelgehalt [3]) beeinträchtigt die Amalgamirbarkeit des Goldes. Nach Würtz werden auch die Atome

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 284. 2) Ebend. 1865, S. 424; 1866, S. 396; 1867, S. 208; 1871, S. 313; 1872, S. 55. Dingl. 183, 34. 319. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 95.

des Quecksilbers durch das Natrium in einen polaren Zustand versetzt, wodurch sich die Verwandtschaft desselben zu den elektronegativen Metallen steigert. Durch die neuerdings in den Vereinigten Staaten fast allgemein gewordene Anwendung von amalgamirten Kupferplatten[1]) hinter dem Zerkleinerungsapparate — meist Stampfmühlen, in welche gleichzeitig mit dem Erze Quecksilber gebracht wird, Pochwerksamalgamation[2]) — ist die Goldgewinnung ungemein vereinfacht und wohlfeiler geworden bei verminderten Verlusten an Quecksilber und Gold, jedoch müssen die Platten sehr sauber gehalten werden und mit reinem, von Kupfer, Blei, Zink und Zinn freiem Quecksilber überzogen sein.

Erdige Erze.

Erdige kiesfreie Erze, welche gediegen Gold enthalten, werden nach vorheriger Zerkleinerung, auch wohl damit verbundener Aufbereitung meist direct der Amalgamation unterworfen; durch ein vorheriges Glühen[3]) derselben können sie jedoch für die Aufbereitung und Amalgamation günstige Veränderungen erleiden durch Mürbewerden, die Verringerung des spec. Gewichtes der Erdarten, Umwandlung der für das Fortschwimmen günstigen Blattform des Goldes in Kugelform durch Schmelzung u. dgl.

Kiesige Erze.

Kiesige Erze mit einem Gehalte an nicht vererztem, corporalischem oder Freigold[4]) werden vor dem Aufbereiten und Verschmelzen zweckmässig der Amalgamation unterworfen, indem dieses Verfahren vor ersterem nachstehende Vortheile bietet: grösseres Goldausbringen von etwa 15 Proc., indem bei der Aufbereitung etwa 12, beim Schmelzen 3 Proc. verloren gehen würden; sichereres Nehmen von Durchschnittsproben von dem entgoldeten Erze, raschere Verwerthung des Freigoldes. Das vererzte Gold wird dann nach Ausziehung des Freigoldes (Mühlengold) mittelst Quecksilbers durch Schmelzung gewonnen (Brandgold).

Bei ärmeren Erzen wird noch ein Aufbereitungsprocess[5]) in der Weise eingeschaltet, dass man die Trübe direct mit Quecksilber in Berührung bringt und das Abfliessende behufs der Schmelzung noch weiter aufbereitet (Tyroler Mühle), oder das gepochte Erz erst aufbereitet und dann das Concentrirte amalgamirt (Salzburg) oder die Trübe durch Goldmühlen leitet und dieselbe nach dem Entgolden noch über Plachen passiren lässt, um das den Mühlen entgangene Gold und Quecksilber durch Behandlung der Plachenmehle auf dem Goldherde und dem Scheidetroge zu gewinnen (Schemnitz).

Letzteres Verfahren ist das rationellste, aber es kann für die Auswahl des einen oder anderen die Erzbeschaffenheit mitreden. Mildgepochte schliegarme Vorräthe eignen sich mehr für das Tyroler, schliegreichere Vorräthe für die beiden anderen Methoden.

Rösten kiesiger Erze.

Kiese, welche vererztes Gold enthalten, geben erfahrungsmässig bei vorherigem oxydirendem oder chlorirendem Rösten[6]) ein grösseres Ausbringen bei der Amalgamation, als im rohen Zustande wegen Entfernung der Erzbilder (Tellur, Selen, Arsen, Antimon u. s. w.), aber auch in Freigold enthaltenden Erzen wird durch Röstung dieses dem Quecksilber mehr blosgelegt. Als Chlorationsmittel ist auch Quecksilberchlorid empfohlen.[7])

Würtz[8]) hat darauf aufmerksam gemacht, dass wenn kiesige Erze geröstet und dann verwaschen werden, etwas Gold durch gebildetes schwefelsaures Eisenoxyd oder

---

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 265. Hague, Mining Industry, p. 548. Dingl. 201, 344. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 269. Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch). 3) B. u. h. Ztg. 1870, S. 433. 4) Oest. Ztschr. 1854, S. 2. Rittinger's Erfahrungen 1854, S. 39; 1858, S. 29. Dess. Aufbereitungskunde S. 467. 5) Rittinger's Aufbereitungskunde S. 490. 6) G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores. San Francisco 1870. B. u. h. Ztg. 1866, S. 244; 1869, S. 129, 219; 1871, S. 276; 1875, S. 258, 388 (Prov. Victoria, Australien). 7) Engin. and Min. Journ., New York 1880, Vol. 30, Nr. 15. 8) B. u. h. Ztg. 1869, S. 54; 1877, S. 260 (Stewart).

Eisenchlorid (auch Kupferchlorid) gelöst werden kann. Nach Rössner[1]) soll sich beim chlorirenden Rösten etwas Goldoxydnatron-Chlornatrium bilden, nur wenig in Kochsalzlauge löslich, etwas mehr bei Anwesenheit von Eisenchlorür, nicht bei basischem Chloride, auch von Quecksilber nicht zerlegbar; nach Anderen erzeugt sich bei einer gewissen Temperatur Goldchlorür, welches von heissem Wasser zerlegt wird. Durch anwesendes Chlornatrium scheint Chlorgold, wenn die Temperatur nicht zu hoch, vor Zersetzung geschützt zu werden. Rivot[2]) röstet goldhaltige Silbererze mit Wasserdampf behufs Vorbereitung zur Amalgamation. Seltener unterwirft man kiesige Erze statt einer Röstung einer Verwitterung oder einer Behandlung mit Reagentien[3]) (Hatsch-Process). Nach Erfahrungen in Brasilien[4]) muss die Zersetzung (Verwitterung) des Schlieges möglichst verhütet werden, indem sich sonst Eisenoxydsulfat und freie Schwefelsäure bilden, welche die Amalgamation erschweren und eine bedeutende Menge Quecksilber bei der Fässeramalgamation in Staub zerschlagen.

Röstöfen. Röstöfen.[5]) Zum Rösten können dieselben Oefen angewandt werden, wie bei der Silberamalgamation (S. 325).

Für Massenproduction eignen sich besonders die Oefen von Stetefeldt (S. 78), Brückner (S. 151), Gerstenhöfer (S. 146), Whelply und Storer[6]), Deetken (S. 328), Flammöfen mit feststehendem ansteigendem Herde und mit geneigtem rotirendem Cylinderherde (Hocking-Oxland-Ofen in der Provinz Victoria[7])), Schachtöfen mit Korbrost für Schliege (Siebenbürgen[8])). Fryer's Schachtofen[9]) besteht aus einem doppelwandigen Blechcylinder mit Wasser im Zwischenraume, welcher in einem ebensolchen doppelwandigen weiteren Bodencylinder sich befindet, der nach beendigter Röstung mit dem in denselben gelangten Erze durch einen Mechanismus weggenommen und dann forttransportirt werden kann. Ein Dampfstrahl in der Esse saugt die Luft zwischen äusserem und innerem Cylinder unten in letzteren ein. Der Ofen ist kostspielig und erfordert viel Reparaturen.

Amalgamirapparate. Die Amalgamatoren, von den verschiedensten Graden der Wirksamkeit je nach Lokalverhältnissen, geben ein um so vollkommeneres Ausbringen, eine je innigere Berührung sie zwischen Erz und Quecksilber gestatten, weshalb man die ein Zusammenreiben der Massen gestattenden Goldmühlen der langsameren Fässeramalgamation meist vorzieht, welche aber für silberhaltige Goldkiese in Brasilien als einzig praktikabel sich erwiesen hat.

Bei letzterer zerschlägt sich leichter Quecksilber zu feinen Kügelchen, in welchem Zustande dasselbe zur Goldaufnahme weniger geneigt ist. Wie bereits bemerkt (S. 323), ist das Goldausbringen aus güldischen Silbererzen bei der europäischen und amerikanischen Amalgamation nur unvollständig, wird aber um so vollständiger, je mehr Silber das Freigold enthält.[10]) Ersteres lässt sich bei der Amalgamation der Golderze nur dann gleichzeitig mit ausziehen, wenn dasselbe gediegen vorkommt oder durch chemische Agentien frei gemacht wird (Hatsch-Process).

Separate od. gemeinschaftliche Zerkleinerung und Amalgamation. Zerkleinerung und Amalgamation der Erze finden zweckmässiger in getrennten Apparaten, als in ein und demselben Gefässe statt, weil in letzterem Falle die Zeit gewöhnlich nicht hinreicht, um eine innige Berührung der Ingredienzien zuzulassen, die Goldtheilchen für den Angriff des Quecksilbers weniger blosgelegt werden und bei harten Erzen die Maschine sehr leidet. Die durch das Zermalmen des Quarzes erzeugte blättrige Form des Goldes begünstigt in beiden Fällen ein Fortschwimmen von Goldblättchen beim Waschen und auch das ungleiche Verhältniss von Gold und Quarz wirkt ungünstig ein.

---

1) Oest. Ztschr. 1863, Nr. 25, 40. B. u. h. Ztg. 1863, S. 336; 1865, S. 212. 2) B. u. h. Ztg. 1869, S. 219; 1871, S. 276. 3) Ebend. 1862, S. 83, 138. 4) Ebend. 1880, S. 94. 5) Ott, patentirte amerik. Röstöfen in Dingl. 190, 214, 291, 388. B. u. h. Ztg. 1869, S. 129. Fryer's Röstofen in Eng. and Min. Journ. 1876, Vol. 21, Nr. 3, 8. 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 249; 1868, S. 14; 1869, S. 130, 176; 1870, S. 102. 7) Ebend. 1875, S. 384. 8) Ebend. 1876, S. 394. 9) Preuss. Ztschr. Bd. 26, Texttafel *d*, Fig. 6. 10) B. u. h. Ztg. 1861, S. 208.

Combinirte Maschinen der letzteren Art gewähren jedoch in den eigentlichen Goldländern, wo es sich um augenblicklichen Gewinn handelt, mit der geringsten Capitalanlage die einfachsten Hülfsmittel. Bei der hydraulischen Goldgewinnung aus Alluvionen (Californien) bewirkt der Wasserstrahl eine Zertheilung der Massen.

Zur separaten Zerkleinerung der wohl zuvor mürbe gebrannten Erze dienen Arrastras [1]), Kollermühlen [2]), Poch- [3]) und Walzwerke, Schleuder- oder Kugelmühlen [4]), Steinbrecher [5]) u. a. Die primitiven Arrastras sind namentlich zum Aufschliessen feiner Kiesmehle ein vorzügliches Werkzeug und durch moderne Mühlen nicht immer zu ersetzen gewesen (Brasilien). Mit diesen Apparaten können Vorrichtungen zur weiteren mechanischen Aufbereitung der Erze verbunden sein.

Behandlung des Goldamalgames. Das Goldmühlenamalgam ist quecksilberreicher, als das durch Anreiben erhaltene, indem durch das längere Liegen der Goldtheile im Quecksilber eine innigere Verbindung beider eintritt. Das goldhaltige Quecksilber wird filtrirt, gepresst und ausgeglüht, welche Operationen man ähnlich wie beim Silber (S. 331), in Ungarn [6]) z. B. in folgender Weise ausführt:

Das von anhängenden Erztheilen durch Umrühren und Schwingen mit Wasser in einem Gefässe und Abgiessen der Trübe befreite Amalgam wird einer Filtration in einem leinenen Spitzbeutel unterworfen, welcher über einen Ring gezogen, der an drei Stützen oberhalb eines dreifüssigen Blechkessels befestigt ist. Aus dem Kessel wird das hineingelaufene Quecksilber durch eine gekrümmte Röhre im Boden mit Hahn abgelassen, worauf dann folgen: ein Auswinden des Rückstandes im Spitzbeutel, Zertheilung desselben in mehrere kleinere Stücke, Einschlagen derselben in leinene Lappen, Würgen und Auswinden der Masse mittelst einer Schnur zu einer harten Kugel von etwa 26 mm Durchmesser (auch Auspressen des Amalgames aus den Spitzbeuteln in einer Schraubenpresse), Einbinden der harten Amalgamkugeln in Leinenlappen, damit dieselben beim Glühen nicht auseinander fallen, auch wohl Markirung einzelner Kugeln durch eingeschlagene Holzstifte, welche beim Glühen verkohlen und Vertiefungen hinterlassen. Ausglühen kleinerer Amalgamposten in Glockenapparaten (Fig. 171, S. 332), grösserer in einem über einer Feuerung an zwei hohlen Armen aufgehängten Gusseisenkessel von 0.42 m Höhe und 0.24 m Durchmesser, in welchen auf einem Tellergestelle die Amalgamkugeln eingesetzt werden. Auf dem Kessel befindet sich ein Deckel unter Sand- oder Schlammverschluss, beim Erhitzen desselben treten die Dämpfe durch den einen hohlen Arm in ein Uförmig gebogenes Rohr, welches an seinem tiefsten Punkte eine in ein Wassergefäss eintauchende Oeffnung hat. Der eine stehende Schenkel mündet dann in ein durch einen Wasserkasten hindurch gehendes Rohr. 150 Kugeln à 124—140 g erfordern zum Ausglühen 2—3 Stunden Zeit und 0.063—0.095 cbm Holzkohle. Quecksilberverlust 3 Proc. Etwas modificirt hat der beschriebene Apparat nachstehende Einrichtung (Fig. 190).

Zum Destilliren des goldgesättigten Quecksilbers (S. 374) dienen schalenartige gusseiserne Kessel von 0.3 m Höhe und 0.55 m Weite mit luftdicht schliessendem Deckel, unter welchem zwei geneigte Röhren ab-, eine Strecke durch die Luft, dann durch einen Wasserkasten gehen. Das zurückbleibende Gold wird als Schale mittelst eines Meissels abgelöst. Posten von 50 kg (1 Ctr.) erfordern 8 Stunden Zeit und 0.13—0.19 cbm Holz bei $^1/_{12}$ Proc. Quecksilberverlust. — In Californien [7]) dienen zum Glühen des Amalgames von dem hydraulischen Seifenabbau konische, innen mit einem Thonüberzuge versehene gusseiserne Kessel von 314 mm Höhe innen, 210 mm lichter Weite oben und 157 mm unten, mit eisernem

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, Taf. 11, Fig. 4; 1874, S. 256 (Italien). 2) Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl. 3, 549. 3) B. u. h. Ztg. 1870, Taf. 9, Fig. 1. Ebend. 1872, S. 263. 4) Ebend. 1870, S. 396, Taf. 12, Fig. 1. 5) Ebend. 1868, S. 344; 1870, S. 433. 6) Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 486. Abbildg. von Filtrirvorrichtung, Schraubenpresse und Destillirapparaten auf Taf. 28. 7) Egleston, Hydraulic Mining in California 1878, p. 21 (mit Abbldg.).

Flanschendeckel versehen, welcher lutirt und mit 4 Zwingen an Flanschen des Kessels befestigt wird.

Fig. 190.

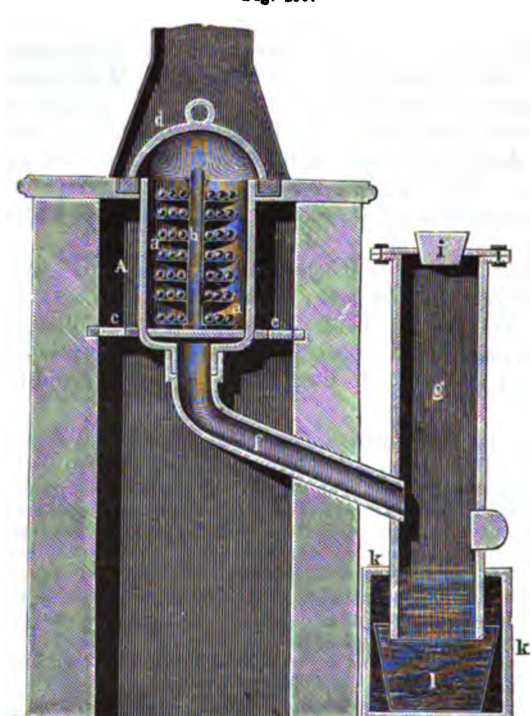


Fig. 190. *A* Ofen zur Aufnahme von Holzkohlen mit Röstöffnungen *c* und einer Gusseisenglocke von 470 mm Höhe und 236 mm Weite, in welcher auf Tellern *a* die Amalgamkugeln. *d* abnehmbarer Deckel unter Sandverschluss. *f* Rohr zur Ableitung der Quecksilberdämpfe in die Condensationsröhre *g* mit Deckel *i*, welche in dem Wasser enthaltenden Gefässe *l* und dieses wieder in dem Gefässe *k* steht. Dauer der Destillation $^3/_4$—1 St.

Seifenamalgamation.

A) Amalgamation von Goldseifen (Hydraulische Goldgewinnung in Californien.) Wasserstrahlen werden aus Rohren unter Druck gegen die durch Unterschrämen, Schächte und Stollen, auch wohl durch Sprengungen aufgeschlossenen Alluvionen (S. 371) gerichtet, die abgelösten Massen mit Wasser durch Gitter in geneigte Holzcanäle (sluice-boxes) geführt, auf deren Boden Holzklötze oder Steinblöcke gelegt werden, dann über grosse, mit Querbrettern versehene geneigte Tische (under current) in grosse Kästen, an welche sich wieder Holzcanäle u. s. w. anschliessen. Mittelst Giesskannen wird in die Canäle und auf die Tische Quecksilber gegossen, welches das Gold aufnimmt.

Beispiel.

Californien.[1]) Canäle von 1500 m Länge, 0.90—1.80 m Breite und 0.90 bis 1.00 m Tiefe bedürfen in 6 Monaten etwa 3470 kg Hg; Sammeln des Amalgames monatlich ein- oder zweimal, Waschen desselben erst in Canälen, dann mit Hand in Pfannen zur Entfernung des Sandes, Reinigen desselben durch Zerreiben im Quecksilberbade und mit Säuren (S. 374), Pressen, Destilliren in einer innen mit Thon ausgekleideten Gusseisenretorte, Schmelzen des Goldes in Tiegeln zu 953—962 Taus. Feine. Quecksilberverlust 12$^1/_2$—15 Proc. Die untersten goldreichsten Partien der Alluvionen werden gepocht, über Herde mit Querbrettchen und Quecksilber dahinter, von da in sluice-boxes geleitet.

Erzamalgamation.

B) Amalgamation von Bergerzen. Als Beispiele bei getrennter oder gemeinschaftlicher Zerkleinerung und Amalgamation mögen folgende dienen:

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 210, 222; 1868, S. 118, 346; 1876, S. 167; 1877, S. 273, 281. Engin. and Min. Journ. 1877, Vol. 24, Nr. 4 (Bowie). Egleston, Hydraulic Mining in California. London 1878. Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch).

1) Apparate zur gemeinschaftlichen Zerkleinerung und Amalgamation der Erze. **Combin. Zerklein. u. Amalgamat.**

a) Steinerne oder eiserne Mörser, Schalen oder Tröge[1]), in welchen 1 Thl. Goldsand mit 2 Thln. Quecksilber mit hölzernen Pistillen zusammengerieben wird (Ungarn, Siebenbürgen, Croatien, Russland, Brasilien, Tibet, Guinea u. s. w.). **Tröge.**

b) Arrastra oder Kollermühlen (S. 341), ähnlich wie bei der Silbererzamalgamation (Mexico[2]), Chili[3]), Colorado[4]), Monte Rosa[5])). **Arrastra.**

c) Maschinen der verschiedensten Einrichtung[6]) (von Berdan, Bellford, Mitchell, Becquerell), in welchen das Erz meist durch schwere umhergeschleuderte Kugeln zermalmt wird, die dann das Erzklein gegen das Quecksilber pressen. Hierher gehört auch zum Theil die später zu erwähnende Pochwerksamalgamation. **Maschinen.**

2) Apparate zur getrennten Zerkleinerung und Amalgamation. **Separirte Zerklein. u. Amalgamat.**

a) Mörser. Dieses Verfahren eignet sich für an Freigold reiche Erze oder Goldschliege in kleineren Mengen. Für grössere Vorräthe wäre dasselbe zu umständlich und es würde viel Quecksilber zu feinem Staube zerschlagen, welcher sich der Wiedergewinnung entzieht. Man wendet dann besser Goldmühlen an. **Mörser.**

Das Verfahren ist folgendes:

Pochen der Golderze, Verwaschen der Trübe auf Plannenherden und des Goldschlieges in Handtrögen, Amalgamation in Mörsern (Ungarn und Siebenbürgen[7])). Dieses Verfahren wird für im Mörser zerkleinerte reiche Goldstufen, sowie für angereicherte Goldschliege in Ungarn in nachstehender Weise ausgeführt: Erwärmen des Mehles in einem gusseisernen Topfe von etwa 0.237 m Höhe und Weite bis zum beginnenden Dampfen über Kohlenfeuer, allmähliches Zusetzen von Quecksilber, sorgfältiges Reiben mit hölzernem Stössel, bis sich eine griesige Masse erzeugt hat, die keine beweglichen Tropfen mehr bildet, Zusatz von Asche und warmem Wasser und Reiben, um Fetttheile zu entfernen, Füllen des Topfes mit Wasser und Versetzung desselben in rotirende Bewegung mit dem Stössel zum Wegspülen der erdigen Theile, bis klares Wasser zurückbleibt, Pressen des Amalgames durch Leinewand, Durchrühren desselben in der flachen Hand unter stetem Wasserzuflusse mit dem Daumen zur Entfernung von Erztheilchen, Eisensplittern u. s. w., Pressen durch dichte Leinewand oder Leder und starkes Auswürgen mittelst einer um die Leinewand gewundenen Schnur unter öfterem Eintauchen in heisses Wasser. Das Amalgam enthält 50 bis 65 Proc. freies Gold. Man nimmt doppelt so viel Quecksilber, als Freigold vorhanden.

b) Fässer. **Fässer.**

Pochen von Goldquarz, Ableitung der Trübe durch ein kupfernes Sieb über einen mit Kuhhäuten bedeckten Herd, Auswaschen der Häute und Amalgamiren des Angereicherten während 12—30 St. in Fässern bei 60—70 Proc. Goldausbringen (Brasilien[8])); neuerdings zu Morro-Velho[9]): Pochen von silber- und goldhaltigen Kiesen, Leiten der Trübe über Plannenherde mit selbstthätigen endlosen Plannen, Einleiten der überfliessenden Trübe in Arrastras, daraus in Durchlass- und Spitzgerinne und über Plannen, Amalgamation der Schliege (Gold mit 20—27 Proc. Ag enthaltend) in Fässern, und zwar pro Fass 16 cbfuss mit 1 kg Goldgehalt während 24 St. mit 25 kg Hg, Abzapfen des Amalgames, Ablassen der Rückstände in einen mit Hg versehenen Schaukelapparat (Saxe) zur Absonderung des Amalgames; Quecksilberverlust 100 g auf 500 g Au; Filtriren des Amalgames durch Zwillichbeutel, Durcharbeiten in einem Porzellanmörser mit heissem Wasser und Schmierseife, bis

---

1) Kerl, Met. 4, 353. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 279. Ann. d. min. 4 livr. de 1871, p. 132. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 266; 1862, S. 291. 4) Ebend. 1870, S. 321, Taf. 11, Fig. 4. 5) Ebend. 1874, S. 256. 6) Kerl, Met. 4, 342, 356. Muspratt, techn. Chem., 3. Aufl., Bd. 3, S. 528. Amalgamator von Forster in Dingl. 227, 462; 231, 92; von Russel in Min. and scientif. Press 1878, Vol. 37, Nr. 7. 7) Kerl, Met. 4, 357. Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 471. 8) B. u. h. Ztg. 1859, S. 266, 268. Berggeist 1861, Nr. 36. 9) B. u. h. Ztg. 1880, S. 98.

sich keine schmutzige Flüssigkeit mehr zeigt, Verdünnen des Amalgames in einem eisernen Pfännchen mit Quecksilber und wiederholtes Uebergiessen in einem ziemlich hohen Strahle in ein gleiches Gefäss, wobei sich noch unreine Häute auf der Oberfläche bilden, welche mit Seife weggenommen werden; nochmaliges Filtriren durch Zwillichbeutel, Pressen durch Gemsleder mit der Hand mittelst eines flachen Eisens, Destillation des 50—60 Proc. Hg enthaltenden Amalgames in eisernen Retorten, jede mit 50—60 kg in 6—7 St. auf eisernen Tellern, Schmelzen des Schwammgoldes in Partien von 7.5 kg in Pariser Tiegeln mit Borax und Soda auf Gold mit 810 Au und 190 Ag. — Mahlen von mürbe gebranntem Goldquarze unter Kollermühlen, Amalgamation in Tonnen, Verwaschen der Abgänge auf Stossherden und Waschen des Concentrirten in hölzernen Handschüsseln (Spanien[1]). — Verwaschen von Goldsand, Rösten mit Kochsalz, Mahlen und Amalgamiren mit Quecksilber, Eisenfeilspänen und verdünnter Schwefelsäure in Fässern (Sibirien[2]). — Amalgamation der goldhaltigen Rückstände von der Monnier'schen Silber- und Kupferextraction (S. 232, 247) während 10—12 St. in Fässern mit 12 Umdrehungen pro Minute.

Mühlen. c) Mühlen[3]) (Gold- oder Quickmühlen) von etwas abweichender Construction an verschiedenen Orten.

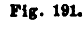


Fig. 191.

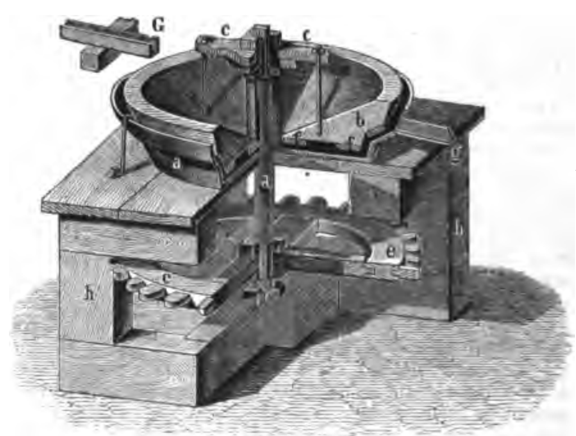


Fig. 191. *a* gusseiserner Bottich, z. B. oben 628, unten 470 mm weit und 180—236 mm hoch, auf dem Mühlstuhle *h* befestigt. *b* hölzerner Läufer, mittelst Querarmes *c* auf der durch das Rad *e* bewegten Axe *d* aufgehängt. *G* Rinne zur Zuführung der Trübe, welche zwischen Läufer und Bottich fliessend von den in Quecksilber eintauchenden eisernen Kämmen *f* des Läufers mit dem Quecksilber in Berührung gebracht wird. *g* Gerinne zum Abflusse der entgoldeten Trübe.

Die Tyroler Mühlen machen 18 bis 20 Umdrehungen pro Min., erhalten eine Vorwage von 25 kg Quecksilber, die Trübe fliesst dick auf und das Amalgam wird alle Monate ausgehoben; die Salzburger Mühlen, welche Schliege verarbeiten und die Trübe wasserhell empfangen, machen 80—90 Umdrehungen bei anfangs nur $1^1/_2$—2 kg, dann bis 5—6 kg Quecksilbervorwage, was mit dem abweichenden Aufbereitungsgange in Tyrol und Salzburg in Verbindung steht (S. 375).

Beispiele. Zell. Zell in Tyrol.[4]) Pochen von quarzigen Kiesen mit 0.00035—0.00039 Proc. Au, Durchführung der Trübe aus Vertheilungskästen durch 3 Mühlen, jede mit 7 kg Quecksilber bei 20maliger Drehung des Läufers pro Minute, Trennung des Amalgames vom Schliege mittelst Handsichertroges, Auswaschen, Pressen und Glühen des Amalgames; Chargendauer 8—9 St., Arbeitsquantum in 2.5 St. 58—63 kg Schliege; Goldausbringen 50 Proc.

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 212. 2) Berggeist 1861, Nr. 36. 3) Literatur in Kerl's Met. 4, 363. Engin. and Min. Journ., New York 1872, Vol. 14, Nr. 8. Rittinger's Aufbereitungskunde 1867, S. 472, Fig. 231. Rivot's vertikale Mühlen in Ann. d. min. 1870, T. 18, p. 89 (mit Zeichn.). B. u. h. Ztg. 1872, S. 291, Taf. 7, Fig. 10 u. 11. Gaetzschmann's Aufbereitung 2, 568. 4) B. u. h. Ztg. 1851, S. 593; 1852, S. 277. Oest. Ztschr. 1856, S. 283. Engin. and Min. Journ., New York 1872, Vol. 14, Nr. 6, S. 84.

Salzburg.

Salzburg[1]) (Böckstein, früher Rathhausberg bei Gastein, Goldberg bei Rauris). Goldquarz mit geschwefelten Erzen, von denen bei der Scheidung erhaltene Glaserze direct zur Verbleiung nach Lend kommen, Quarz- und Derbkiese zur Roharbeit daselbst (S. 259), Pochgänge zur Amalgamation und Rückstände davon zur Roharbeit in Lend; Ableiten der Pochtrübe durch einen Rätter in Spitzkasten, von da auf Goldmühlen. Aufbereitungsverlust 52.9 Proc. Gold, Quecksilberverlust 158—190 Thle. auf 100 Thle. Mühlgold, welches 13—31 Proc. Ag enthält. Ausbringen von 75 Proc. Au beim ersten und von 15 Proc. beim zweiten Amalgamiren, Durchsetzquantum 1015 kg in 24 St. Diese Mühlen gewinnen 20 Proc. Au mehr, als die in Colorado, was von dem Silbergehalte abhängt.

Schemnitz.

Schemnitz.[2]) Goldgewinnung aus kiesigen Erzen einmal bei der Schlämm- und Stossherdarbeit durch Concentration auf der Goldlutte (Kehrherd mit der Quere nach kreuzweise geritztem Boden) und am Schlusse erfolgende Handamalgamation oder bei den Stampfwerken durch directe Amalgamation der Pochtrübe in Quickmühlen (S. 375).

Magurka.

Magurka[3]) in Ungarn. Pochen von Goldquarzen, Entgolden der Trübe theils in Tyroler Mühlen, theils auf Herden.

Rivot's Methode.

Rivot's Methode.[4]) Rösten kiesiger Erze mit Wasserdampf und Amalgamiren in vertikalen Goldmühlen.

Californien u. s. w.

Californien[5]) und Australien.[6]) Verwaschen der Trübe und Amalgamiren in Mühlen oder erst Amalgamiren und dann Verwaschen. — Nevada.[7]) Nasspochen und Trockenpochen mit oder ohne chlorirende Röstung bei Anwendung von Quarzmühlen für Gold- und Silbererze; in letzterem Falle: Zerkleinern der Erze unter Brechmaschinen und Stempeln, Trocknen des Feingepochten auf durch die abgehende Flamme des Röstofens geheizten Eisenplatten, Sieben, chlorirendes Rösten in Stetefeldt's Ofen, Abkühlenlassen, Amalgamiren, Ablassen in Rührfässer und Zuleiten von Wasser, Glühen des Amalgames; beim Trockenpochen ohne Röstung: directes Einlassen des gepochten Erzes in die Pfannen und beim Nasspochen: Einfliessen der Trübe in Klärbassins und Amalgamiren des Absatzes. — Victoria[8]) (Australien). Aufbereiten goldhaltiger Schwefelkiese auf Borlase's Trichterherde, Rösten in Flammöfen mit ansteigendem, festem oder cylindrischem Rotirherde mit Condensationsvorrichtung, Amalgamation in Chilianmühlen, Arrastras oder Wheeler's Pfannen.

Statt die Trübe durch Mühlen zu führen, ist empfohlen worden, dieselbe einfacher in einer Quecksilbersäule aufsteigen zu lassen[9]) oder sie in einem Kasten über Quecksilber zu leiten.[10])

Rührer.

d) Rührer.[11]) In ähnlicher Weise, jedoch weniger kräftig, als die Mühlen, wirken Rührvorrichtungen.


Fig. 192.

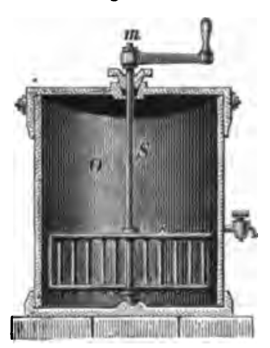


Fig. 192. *O* eiserner Cylinder von 940 mm Durchmesser und 392 mm Höhe, mit 16 in 2 Reihen eingesetzten 210 mm hohen schaufelartigen, durch maschinelle Kraft oder die Kurbel *m* zu bewegenden und ins Quecksilber eintauchenden Rührern an der Welle *S*. Durch eine Oeffnung im Deckel fliesst die Trübe zu und durch einen Hahn 130—156 mm über dem Boden nach der Entgoldung ab.

Beispiele.

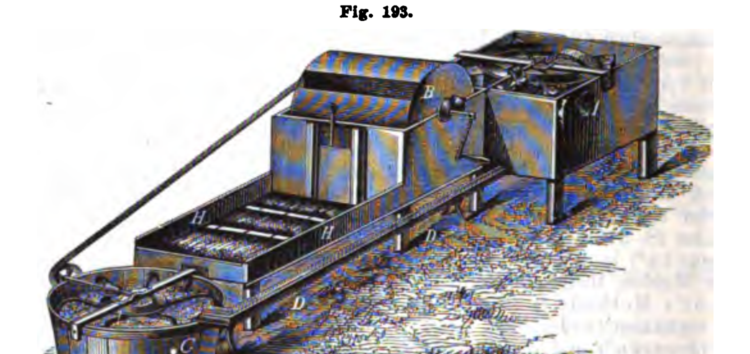
Keith's Verfahren[12]): Zerbrechen des Erzes im Steinbrecher, Trocknen desselben, Zerkleinern in Kugelmühlen, Sieben im Trommelsiebe, Rösten in Keith's Ofen (S. 326), weitere Zerkleinerung des Röstgutes in Kugelmühlen, Sieben durch das Trommelsieb, Amalgamiren in Rührern, Ableitung der Trübe durch Spitzkästen zum Absatze der schwersten Mehltheile, namentlich von Eisenoxyduloxyd, dann über amalgamirte Kupferplatten und durch eine Teppichrinne. — Amalgamation der Rückstände von der Monnier'schen Silber- und Kupferextraction nach diesem Verfahren (S. 232, 247).

1) Leoben. Jahrb. 1857, Bd. 6, p. 157. B. u. h. Ztg. 1859, S. 266. Engin. and Min. Journ., New-York 1872, Vol. 14, p. 51, 84. Berggeist 1870, Nr. 80. 2) Rittinger's Erfahr. 1854, S. 29. B. u. h. Ztg. 1866, S. 231. Kerl, Met. 4, 364. 3) Oest. Ztschr. 1856, S. 58. 4) B. u. h. Ztg. 1871, S. 276. Rittinger's Aufbereitungskunde, S. 467. 5) Preuss. Ztschr. 4, 114. B. u. h. Ztg. 1874, S. 297. 6) B. u. h. Ztg. 1859, S. 183; 1862, S. 291. 7) Mining and scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, Nr. 24 mit Zeichnungen. 8) B. u. h. Ztg. 1875, S. 258, 383. 9) D. R. P. Nr. 8306 v. 13. Juni 1879 (Bell); Nr. 11 294 v. 8. Febr. 1880 (Tichenor). 10) Oest. Ztschr. 1878, Nr. 15. 11) B. u. h. Ztg. 1870, S. 433. 12) Ebend. 1870, S. 397.



In **Smith's tragbarem Amalgamirapparate** (Fig. 193) bezeichnet *A* die Mühle mit zwei liegenden Steinen, aus welcher durch die Rinne *D* die Trübe zum Amalgamator *C* führt, in welchem rotirende Arme eine Anzahl Kugeln von hartem

Fig. 193.



Holze bewegen, welche Erz und Quecksilber im Contacte erhalten. *B* Rührwerk zur Trennung thoniger Substanzen von gröberen und härteren Steinen, welche erstere über den Herd *H* fliessen, während die Steine im Kasten zurückbleiben. Selten angewandt.

Amalgam. Kupferplatten.

e) **Pochwerksamalgamation**[1]) mit **amalgamirten Kupferplatten** (S. 375). Dieses Verfahren (die Pochwerksprocesse werden in den Vereinigten Staaten **Mühlenprocesse** genannt) ist verhältnissmässig billig, eignet sich aber nur für Erze, in denen der Gehalt an gediegenem Golde sehr vorwiegt, weil das vererzte Gold nicht gewonnen werden kann, auch von dem im Quarze enthaltenen gediegenen Golde nur 50—75 Proc. auszubringen sind wegen der fehlenden Möglichkeit der hinreichenden Zerkleinerung der Erze im Pochwerke. Etwas ermässigen lassen sich die Verluste an freiem Golde, wenn man die auf die hierunter angegebene Weise durch Aufbereitung gewonnenen kiesigen Schliege in einer Arrastramühle mit Schleppsteinen zu einem feinen Brei mahlt, diesen verdünnt und mittelst eines Rührwerkes in einem Waschbottiche bewegt, dessen Boden und Wände aus amalgamirten Kupferplatten bestehen (Colorado). — Verfahren: Einbringen von Quecksilber schon beim Zähepochen der Erze in den Pochtrog, in dessen Ecken sich bröckliches Goldamalgam ansammelt, und Abfliessenlassen des überschüssigen goldarmen Quecksilbers über terrassenförmig untereinandergestellte glatte oder geriffelte amalgamirte, 2—3 mm dicke Kupferplatten (Nova Scotia[2])), oder noch besser über galvanisch versilberte, dann amalgamirte oder mit Natriumamalgam behandelte Kupferplatten, dann wohl noch durch Spitzkastengerinne über Flanelltücher, zuletzt durch eine Arrastra und über Stossherde bei vorher gerösteten Erzen (Montana[3])); oder Anbringen solcher Platten auch im Pochtroge selbst, durch dessen ganze Länge unterhalb der Eintrage- und Austrageöffnung schräg eingestellt (Colorado[4]) und Californien),

---

1) Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch). 2) B. u. h. Ztg. 1866, S. 56. 3) Ebend. 1868, S. 118, 128. 4) Ebend. 1864, S. 384; 1870, S. 254, 269, 291, 305; 1872, S. 263. Hague, Mining Industry 1871, p. 577.

öfteres Abkratzen des Amalgames von den Platten, des Gröbsten mit einem Messer und des Letzten mittelst eines scharfkantig geschnittenen Stückes Kautschuk, sorgfältige Reinigung der Platten von Fetttheilen mit Kalklauge und Cyankaliumlösung allein oder unter Zusatz von Ammoniak, Abwischen und Auftragen aufgesprengten Quecksilbers mittelst eines Wischers. (Ein Ueberzug von Fett oder oxydirtem Kupfer auf den Platten verhindert die Verbindung des Goldes mit dem Quecksilber.) Durcharbeiten des erhaltenen Amalgames nach Hinzufügung von Quecksilber mit den Fingern, Wegspülen anhängender Mehle, Pressen durch Leinewand und Destillation des Amalgames in einer gusseisernen Retorte. Ausbringen an Gold 30—50 Proc. des Gesammtgoldgehaltes.

Californien[1]): Zerbrechen des goldführenden Gesteines unter der Brechmaschine, Zerkleinern in einer Kugelmühle (S. 379), Sieben im Trommelsiebe, Zerkleinern der Gröbe in der Kugelmühle, Rösten in Brückner's Ofen (S. 151), Sieben des Röstgutes und Behandeln im Amalgamator, — oder Pochen des zerbrochenen Erzes unter Zutröpfeln von Quecksilber, Ableiten der Trübe über Tafeln (Blankets) nach mit amalgamirtem Kupferbleche ausgekleideten Trögen, öfteres Abwaschen der Blankets in Behältern, Behandeln des goldreichen Absatzes aus denselben im Amalgamator, einer mit zwei Rechenwalzen versehenen Cysterne, in welcher der Schlamm aufgerührt und dann über amalgamirte Kupferbleche oder ein Riffelbrett geleitet wird, letzteres mit mit Quecksilber gefüllten Querrinnen, sowie am unteren Ende mit einem Reservoir versehen, welches die der Amalgamation entgangenen, nochmals in einer kleinen Arrastra mit Quecksilber zu mahlenden Kiese aufnimmt.[2]) Auch haben sich Wheeler's Amalgamirpfannen (S. 343) wohl bewährt. Beispiele. Californien.

Neuseeland.[3]) Zerschlagen der Goldquarze mit Hämmern, Handscheidung für freies Gold, Pochen mit Quecksilberzusatz, Leiten der Trübe durch ein Sieb über Quecksilber in einem verschliessbaren Kasten, in welchem Gold niederfällt, dann auf eine geneigte Tafel von 1.569 m Länge, mit gut verlötheten amalgamirten Kupferplatten überzogen und durch öfteres Bestreichen mit Cyankaliumlösung rein zu erhalten, Abschaben des Goldamalgames mit Hornspatel alle 4 St., Zusatz von Quecksilber, wenn das Amalgam hart; zuweilen zwei Tafeln unter einander, worauf Tücher auf geneigten Herden zur Aufnahme der Sulfurete folgen; die Abgänge gelangen in Sammelteiche. Feinmahlen der Sulfurete mit Quecksilber in Berdan's Schalen und der Sande aus den Sammelteichen desgleichen oder in grossen amerikanischen Goldmühlen; Pressen des Amalgames durch Leder und Behandlung desselben in gewöhnlicher Weise; Raffination des Goldes durch Chlor. Wenn der Rohgehalt an Feingold = 100, so ist der Goldverlust 21—13 Proc. bei Erzen von mittlerem Goldgehalte und mit wenig Kiesen, an 50 Proc. bei viel Sulfureten, namentlich von Antimon und Blei, dann Erforderniss einer Röstung derselben. Unter Berücksichtigung besonderer Cautelen und bei Röstung der Sande und Schlämme lassen sich dieselben mit 0.0007 Proc. Au noch mit Vortheil verarbeiten. Alluvionen werden in Longtoms (S. 373) und Buddles verwaschen, ähnlich wie in Russland und Californien mit und ohne Quecksilber. Neuseeland.

Goldhill-Mine in Idaho.[4]) Pochen von Quarz mit Gold, Goldkies und Grauspiessglanz in Pochtrögen mit amalgamirten Kupferplatten (Gewinnung von 85 bis 90 Proc. der ganzen Goldamalgamausbeute im Pochtroge), Leiten der Trübe über 8° geneigte, etwa 4 m lange festliegende amalgamirte Kupfertafeln (bewegliche, stossherdartige Tafeln erfordern zwar weniger Raum, aber mehr Reparaturen, und es häufen sich auf ihnen das Amalgam verdeckende Schwefelkieslagen an), welche noch 10 bis 15 Proc. von dem im Ganzen gewonnenen Amalgame ergeben, dann Gewinnung der Sulfurete aus der Trübe auf Round-buddles und Plannenherden, wenn man die Trübe nicht direct durch ein längeres, mit amalgamirten Kupferplatten ausgefüttertes Gerinne in die wilde Fluth leitet. Die kiesigen Schliege werden entweder an Schmelzwerke verkauft oder dem Plattner'schen Chlorationsprocesse oder nach der Röstung dem Washoeprocesse (S. 345) unterworfen. Goldhill.

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 344; 1870, S. 441; 1874, S. 297; 1877, S. 284. 2) Scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, Nr. 16. 3) Oest. Ztschr. 1874, Nr. 49. B. u. h. Ztg. 1875, S. 396. 4) Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch).

Colorado.

Colorado.[1]) Gilpin County: Die Pochwerke sind in zwei Etagen angeordnet, von denen jede ein System von Kupferplattentischen besitzt. Im obersten Pochwerke wird das Erz und Quecksilber zu Schlamm gepocht, die ausgetragene Pochtrübe passirt das obere Tischsystem, dann den Pochtrog und das Tischsystem der unteren Etage, wodurch ein besseres Goldausbringen erzielt wird. Die doch nicht unbedeutenden Verluste bei dem Processe haben Veranlassung gegeben zum Verschmelzen der sorgfältig aufbereiteten Erze auf Kupferstein im Flammofen.

Amalgamatoren-Amalgamation.

f) Amalgamatoren-Amalgamation. Die Amalgamatoren sind besondere, verschieden eingerichtete Vorrichtungen, in welchen namentlich bei sehr feinzertheiltem Golde zur Beschleunigung der Arbeit die meist aufbereiteten Erze mit dem Quecksilber in innige Berührung gebracht werden. Zuweilen kommen amalgamirte Kupferplatten dabei zu untergeordneter Verwendung.

Beispiele. Californien.

Blanketprocess bei Grass Valley und Nevada City in Californien.[2]) Quarz mit spärlichen Schwefelkiesen, von feinen Bleiglanzschnüren durchwachsen und mit sehr fein zertheiltem, gediegenem Golde wird unter Steinbrechern zerkleinert, zu feinstem Schlamme gepocht (ohne Quecksilber im Pochtroge), die Trübe über Plannenherde (blanket-sluices) geleitet, der 10—12 Proc. des Pochgutes ausmachende Inhalt der Plannen (vorzugsweise freies Gold, Sulfurete und röscher Quarzsand) in mit warmem Wasser versehenen Sümpfen ausgewaschen, dann in den Amalgamator gebracht, einen etwa 2 m langen und 0.7 m weiten geneigten Trog, in dessen Boden zwei flache eiserne Mulden, die mit Quecksilber gefüllt werden, und darüber Schaufelräder angebracht sind. Eine durch einen entsprechenden Mechanismus bewegte, mit heissem Wasser gespeiste Röhre spült die am oberen höchsten Theile des Troges befindliche Masse über das Quecksilber in den Mulden hinweg, wobei das spec. schwerere Gold in dasselbe einsinkt; das Uebrige geht noch durch lange geneigte Gerinne mit flach stufenförmig gestaltetem Boden, in dessen Vertiefungen ebenfalls Quecksilber vorhanden, dann in eine eigenthümliche Reibmaschine (Eureka rubber), einen gusseisernen Kasten mit einem Systeme von Pochsohlen ähnlichen Platten auf dem Boden, über die eine gleiche Anzahl Reiber in einem Rahmen hin- und hergeschoben wird. Das Feingeriebene passirt 10—15 m lange Holzrinnen mit Boden aus amalgamirten Kupferplatten, die Trübe durch Spitzkästen auf zwei geneigte, hinter- und untereinander liegende Schlämmgräben mit beweglicher Rückwand, auf deren Boden sich alle schwereren Theile (Rohsulfurete) absetzen, worauf die Trübe über die Hinterwand hinweg entweicht, die sich wasserdicht in einem Rahmen durch eine Schraubenvorrichtung ganz allmählich und in gleichem Maasse erhöht, wie die Sulfurete sich auf dem Boden niederschlagen. Der aus diesen Schlämmgräben von 4 m Länge, $^1/_2$ m Weite und 45 cm Tiefe abgehende Trübestrom geht über Round buddles durch Sümpfe und dann in die wilde Fluth, wo sich noch feine Kiestheile mit Gold absetzen. Die Trübe von den Plannenherden geht entweder direct in die wilde Fluth oder passirt zuvor noch gleiche Aufbereitungsapparate, wie die Amalgamatortrübe. Das Goldamalgam aus den Quecksilbermulden des Amalgamators wird mit dem anderen Amalgame unter Quecksilber und Wasser gereinigt, durch Beutel gepresst und destillirt, wobei etwa 40 Proc. Au vom Amalgame erfolgen; die sonst aus dem Amalgamator und in den Gerinnen gesammelten, noch freies, aber nicht gehörig aufgeschlossenes Gold enthaltenden Massen werden öfters herausgenommen und in gusseisernen Pfannen (meist von Knox) mit Chemikalien (Ammoniak, Salpeter, gebranntem Kalk u. s. w.) amalgamirt, der Amalgambrei in Absatzbassins entlassen, das Amalgam aufgefangen und die in einem Klärkasten abgesetzten Sulfurete mittelst des Plattner'schen Chlorprocesses entgoldet. Die in den Schlämmgräben mit beweglicher Rückwand und auf den Rundherden gewonnenen Rohsulfurete werden noch concentrirt, erstere auf gewöhnlichen oder schwingenden Schlämmgräben (Rocking-Apparate), letztere vom dritten oder halben Theile des Herdmantels auf ähnlichen Rundherden, wobei ein Häuptel erfolgt, welches man in einem Rührgefässe, gegen dessen Wände mit Hämmern geschlagen wird (Tossing-Apparat), oder in Hendy's continuirlich arbeitendem Concentrator noch anreichert. Andere Zugutemachungsmethoden, als das Filtriren der Trübe auf Plannen, haben sich bei der feinen Zertheilung des Goldes

1) Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch). B. u. h. Ztg. 1878, S. 372. 2) Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch). Engin. and Min. Journ. 1876, Vol. 27, Nr. 19.

weniger bewährt. Die Selbstkosten sind bei den günstigen lokalen Verhältnissen Californiens (z. B. Löhne und klimatische Verhältnisse im Gegensatze zu Idaho und dem Washoedistricte Nevada's) verhältnissmässig billig; Quecksilberverbrauch, weil er im Pochtroge nicht stattfindet, sehr niedrig, 1/10 Pfd. auf 3 t gepochtes Erz; Goldausbringen nicht höher als bei der Kupferplattenamalgamation, weil eine weniger innige Berührung der Erztheilchen mit Quecksilber stattfindet, dagegen bedeutenderer Erfolg von reichen Sulfureten, deren Verkauf das Minderausbringen hinreichend deckt.

Fryerprocess. Fryerprocess zu Grass Valley in Californien.[1]) Rösten der Erze in Stücken im Schachtofen von Fryer (S. 376), Zerkleinern und Amalgamiren in rotirenden Eisencylindern mit Eisenblöcken, Ablassen des Erzbreies in einen Separator (Rührer) und Behandlung der Abgänge in einem rotirenden Cylinder, der mit amalgamirten Kupferplatten ausgekleidet ist, worauf erstere in die wilde Fluth gehen.

Paulprocess. Paul's Amalgamator[2]) soll mit sehr wenig Verlust an edlen Metallen arbeiten; ein 2.5 m langer, 1.3 m breiter und ebenso hoher Trog von verzinktem Eisenbleche mit geraden Seitenwänden, cylindrischem Boden und einer aus mit Natriumamalgam überzogenen Kupferplatten bestehenden Schraube, welche beim Umgange (70—100 mal pro Min.) das eingesiebte Erz mit natriumhaltigem Quecksilber auf dem Boden des Troges in Berührung bringt. Ausbringen von 80 Proc. Gold bei 1/2stündiger Wirkung. — Crosby's Amalgamator[3]), von Stetefeldt sehr empfohlen, besteht aus einem hölzernen Bottiche mit konischem Boden, der, zu 1/3 gefüllt, 3 t Erz hält. Unter Umrühren des Erzbreies durch ein Rührwerk vertheilt man Quecksilber aus einer Brause auf dem Erze, welches erstere durch letzteres dringt, Gold aufnimmt und, wenn es ein gewisses Niveau erreicht hat, durch eine eiserne Röhre abfliesst in eine mit Leder überspannte Schale, welche in eine das Quecksilber reinigende Cyankaliumlösung taucht. Das abfiltrirte Quecksilber wird wieder auf das Erz gegeben, dann verdünnt man den Erzbrei nach 4stündiger Amalgamation, lässt die Amalgamkügelchen sich während 10—12 St. sammeln und die Rückstände abfliessen.

Anwendbarkeit. **136. Schmelzprocesse.** Dieselben kommen wegen ihrer grösseren Kostspieligkeit seltener für eigentliche Golderze, als für goldhaltige Silber-, Blei- und Kupfererze, namentlich wenn sich dieselben für die Amalgamation und Extraction nicht eignen und die anderen nutzbaren Metalle die Zugutemachungskosten decken helfen, in Anwendung, wo sich dann das Gold in Zwischenproducten (Lechen, Schwarzkupfer, Werkblei) oder in dem Hauptproducte des Processes (Brandsilber) ansammelt und daraus abgeschieden wird (Ungarn [S. 95], Altai [S. 258], Rammelsberg [S. 91, 168], Colorado [S. 384]). Schwefelmetalle concentriren das Gold weit weniger, als das Silber; als kräftigere Extractionsmittel für dasselbe dienen Silber, Blei und Zink. Die Goldextraction kann geschehen:

Methoden. Verbleiung. 1) auf trockenem Wege durch Verbleiung. Das dabei erfolgende güldische Werkblei wird entweder abgetrieben (Gold geht beim Abtreiben mehr in Abstrich, als in Glätte über), das Blicksilber feingebrannt und aus dem Brandsilber das Gold geschieden oder das Gold nebst Kupfer aus dem Werkblei durch Zink[4]) ausgezogen (S. 308). Die Verbleiung wird vorgenommen:

Modificationen. Erzentgoldung. a) mit Erzen, wenn dieselben goldreicher sind oder sich durch Aufbereitung noch anreichern lassen.

Nach Karsten[5]) lassen sich Erze mit 0.0024 Proc. Au (das Seifengebirge ist bei 5—6 mal geringerem Goldgehalte noch waschfähig) nicht mehr mit Vortheil verbleien, selbst wenn man keine Gewinnungskosten dafür rechnet. Das Blei ist übrigens ein vorzügliches Extractionsmittel für freies und vererztes Gold und nimmt gleich-

1) Preuss. Ztschr. Bd. 26 (Koch). Engin. and Min. Journ. 1876, Vol. 27, Nr. 19. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 55, 382; 1875, S. 91; 1878, S. 314. Polyt. Centr. 1869, S. 1274. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 12; 1876, S. 275. 4) Ebend. 1864, S. 392; 1870, S. 215 1871, S. 27. 5) Kerl, Met. 4, 654.

zeitig einen Silbergehalt auf, gestattet aber doch bei dem zu raschen Schmelzprocesse keine vollständige Entgoldung und erfordert deshalb wiederholte Behandlung der Zwischenproducte mit Blei, in Folge dessen die Metallverluste steigen, Arbeitslöhne und Brennmaterial kostspielig werden. Vor der Verbleiung entzieht man den Erzen zuweilen durch Amalgamation einen Gehalt an Freigold (S. 375). Fuller[1]) saugt gepulverte Schliege mittelst Vacuumpumpe durch flüssiges Blei. Bei Verarbeitung goldhaltiger Bleierze in Flammöfen sind die ersten Werkbleiabstiche besonders goldreich (S. 8).

Beispiele. Tellurgolderze. Eintränken beim Abtreiben[2]), wobei sich das Tellur theils verflüchtigt, theils in den Abstrich geht, oder Verbleien der gold- und silberhaltigen Rückstände[3]) von der Tellurgewinnung auf nassem Wege (S. 390), Rösten mittelreicher Tellurgolderze im Flammofen mit Bleiglanz und Schmelzen mit Eisenerzen oder gerösteten goldhaltigen Schwefelkiesen und Kalk auf Werkblei[4]), oder directes Verschmelzen mit bleiischen Erzen und Producten auf Werkblei und Stein (Zalathna[5])).

Lechentgoldung. b) Mit Lechen. Verschmelzen goldarmer erdiger Erze mit Schwefelkies (güldische Roharbeit) oder mit geschwefelten Kupfererzen auf einen Stein, welcher weniger zweckmässig in Blei eingetränkt (Offenbanya[6]) und Zalathna[7]) in Siebenbürgen), als mit bleiischen Producten verschmolzen wird (Nagybanya[8])).

Da bei der güldischen Roharbeit das Gold zumeist mechanisch in den Stein übergeführt wird, so erfolgen dabei metallreichere Schlacken, als bei der Silberroharbeit (S. 256). Ein Silbergehalt scheint auf die Goldanreicherung keinen Einfluss zu haben. Eine Schlacke mit 0.0005 Proc. Au ist oft reicher, als mancher zum Verwaschen kommende Goldsand. Eine vollkommenere und billigere Goldgewinnung findet statt, wenn man kupferhaltige Leche, statt sie direct zu verbleien, todtröstet, mit verdünnter Schwefelsäure das Kupfer extrahirt und den goldhaltigen Rückstand verbleit[9]) (S. 360). In ähnlicher Weise werden nach Hauch die siebenbürgenschen Goldtellurerze (S. 368) behandelt: Verschmelzen auf Rohlech, Behandlung desselben im granulirten Zustande mit verdünnter Schwefelsäure unter Zuleiten von Wasserdampf, Verbleien des Au, Ag, Pb und Cu enthaltenden Rückstandes.

Kupferentgoldung. c) Mit Schwarz- oder Gaarkupfern, und zwar:

α) durch Eintränken beim Abtreiben, indem man z. B. bei goldreichen Münzen auf 1 Thl. Kupfer wenigstens 20 Thle. Blei rechnet und nicht über 6 Proc. solcher Kupfer beim Abtreiben zusetzt. Durch Entstehung kupferreicher Glätte bei dem sonst einfachen Verfahren werden die Metallverluste bei deren Zugutebringung erhöht.

β) Durch die Saigerung (S. 262), den Abdarr- (S. 262) und Kupferauflösungsprocess (S. 262), wobei aber grosse Metallverluste entstehen.

Man zieht deshalb diesen Processen die Behandlung der granulirten Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure (S. 361) vor, bei welcher z. B. am Unterharze[10]) aus demselben Schwarzkupfer im Feinsilber 30 mal mehr Gold ausgebracht wird, als früher bei der Saigerung.

Verzinkung. 2) Durch Verzinkung.[11]) Goldhaltige Erze werden roh oder, wenn schwefelhaltig, geröstet in flüssigem Zinke umgerührt und das goldhaltige Zink einer Destillation unterworfen (S. 314).

Nasser Weg. 3) Auf theilweise nassem Wege, indem man die Erze seltener im gerösteten Zustande direct mit verdünnter Schwefelsäure zu-

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 104. 2) Ebend. 1865, S. 374. 3) Erdm. J. 60, 163. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 374. 5) Bgwfr. 10, 231. 6) Kerl; Met. 4, 358. 7) Ebend. 4, 359. 8) Ebend. 4, 95. 9) B. u. h. Ztg. 1864, S. 381; 1865, S. 374. 10) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1860, S. 49, Anh. 11) Polyt. Centr. 1869, S. 822.

sammenbringt[1]), als sie zuvor auf Lech (S. 360) oder Schwarzkupfer (S. 361) verschmilzt, diese mit verdünnter Schwefelsäure extrahirt und den gold- und silberhaltigen Rückstand verbleit (Freiberg, Ober- und Unterharz) oder mit Säuren behandelt (Fahlun, S. 365). Auch ist empfohlen, goldhaltigen Sand auf Roheisen[2]) zu verschmelzen und aus diesem das Gold mittelst verdünnter Schwefelsäure zu scheiden.

Beispiele. Colorado. Colorado. Boston- und Colorado-Schmelzwerke: Verschmelzen der goldhaltigen Tellurerze (S. 370) gemeinschaftlich mit den in Goldmühlen gewonnenen Kupfer- und Schwefelkiesschliegen (S. 382) und den direct ausgehaltenen Kupfererzen auf goldhaltiges Schwarzkupfer (bottoms), welches auf nassem oder trockenem Wege weiter behandelt wird (S. 363). — **Mount Lincoln.** Mount Lincoln-Schmelzwerke[3]): Schmelzen von Erzen, bestehend aus einem innigen Gemenge von Bleiglanz, Zinkblende und Kupferkies mit Silbererzen, Quarz, Schwerspath oder Kalkstein besser im Flammofen, als im Gebläseofen auf einen Stein, welcher auf nassem Wege weiter behandelt wird; je mehr Kupfer der Stein enthält, desto geringer sind die Goldverluste, z. B. bei mindestens 45 Proc. Kupfer fast verschwindend. — **Black Hawk.** Black Hawk[4]): Verschmelzen gold- und silberhaltiger Erze mit Schwefelkies im Flammofen auf Stein und Verkaufen desselben nach Swansea.

Verfahren. 137. **Auflösung und Fällung.** Diese besteht darin, das Gold aus Erzen u. s. w. in Solution zu bringen und aus der Lösung dasselbe durch Reagentien[5]) regulinisch (Eisenvitriol, Oxal- und Ameisensäure, Wasserstoffsuperoxyd, Antimon- und Arsenchlorür) oder als Schwefelmetall (Schwefelwasserstoff) zu fällen, welches dann beim Rösten in Metall übergeht oder auf nassem Wege weiter behandelt werden kann. Im Grossen wendet man meist Eisenvitriol[6]) oder Schwefelwasserstoff als Fällungsmittel an.

Werden Gold- und Eisenvitriollösung auf etwa 70° C. erhitzt und letztere nach und nach in erstere gegossen, so scheidet sich sofort Gold in äusserst kleinen Würfeln ab, nach Morin noch $^1/_{460}$. Die Fällung ist vollendet, wenn sich eine abfiltrirte Probe mit Eisenvitriol nicht mehr trübt. — Schwefelwasserstoff (S. 243) kann nach Hartmann[7]) dadurch hergestellt werden, dass man in einen mit glühenden Cokes gefüllten Schachtofen schweflige Säure mittelst eines Dampfstrahlgebläses einführt oder dieselbe mit Kohlenwasserstoffen durch glühende Röhren treibt, die mit Ziegelstücken, Bimsstein u. s. w. gefüllt sind.

Wesen des Processes. 1) Plattner's Chlorationsprocess.[8]) Dieses Verfahren, welches eine ökonomische Goldgewinnung noch gestatten kann, wenn andere Processe, z. B. die Verbleiung und Amalgamation bei sehr armen Erzen u. s. w., im Stiche lassen, beruht darauf, dass Chlorgas Gold in Gemengen mit Erden oder mit Metalloxyden, ohne letztere wesentlich anzugreifen, in lösliches Goldchlorid verwandelt, aus welchem durch die oben erwähnten Reagentien sich das Gold abscheiden lässt.

Erfordernisse. Erfordernisse zum Gelingen des Processes sind: Anwesenheit des Goldes im regulinischen Zustande; Abwesenheit von Schwefel-, Antimon- und Arsenmetallen, daher vollständige Abröstung oder chlorirende Röstung (Californien) meist in Doppelröstöfen[9]) ohne Sinterknotenbildung bei möglichster Zersetzung gebildeter Sulfate (nach Jackson und Ott können bei Anwendung von unterchloriger Säure statt Chlors Schwefelmetalle vorhanden sein, indem dann der Schwefel von dem Sauerstoffe der Säure

1) Dingl. 155, 53. 2) Kerl, Met. 4, 355. B. u. h. Ztg. 1859, S. 218. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 427. 4) Ebend. 1874, S. 294. 5) Kerl, Met. 4, 414. 6) Bgwfr. 13, 187. Dingl. 76, 88; 96, 490; 91, 282. 7) Dingl. 237, 143. 8) Plattner, Probirkunst mit dem Löthrohr 1865, S. 545. Kerl, Met. 4, 369. 9) Küstel, on Concentration and Chlorination, San Francisco 1868. Raymond, Statistics of mines and mining. Washington 1872 p. 419.

oxydirt wird); Abwesenheit von metallischem Eisen und löslichen fremden Metalloxyden; von Salzsäure freies Chlor; möglichst magnesia- und kalkfreie Erze; Anwendung von Gefässen, welche nicht vom Chlor angegriffen werden (am besten Steinzeug mit Quarzfilter am Boden); möglichst vollständige Auslaugung der Rückstände, am besten unter Anwendung eines Saugapparates[1]); Schutz der Arbeiter gegen die Chlordämpfe; Temperatur der feuchten Schliege nicht unter 5° C., damit sich nicht Chlorhydrat in denselben erzeugt.

Goldfällung. Soll das Gold direct aus der erhaltenen Lösung durch Eisenvitriol gefällt werden, so kann das freie Chlor zuvor durch Erhitzen oder durch Wasserdampf ausgetrieben werden, desgleichen wenn man aus der Lösung das Gold durch ein Metall fällen will. Beim Präcipitiren mit Schwefelwasserstoff wird zunächst das freie Chlor durch diesen ausgetrieben, dann fällt Schwefelgold.

Holzgefässe werden von Chlor angegriffen und saugen Goldchloridlösung ein, was durch einen Ueberzug von Paraffin, Stearin, Pech und Theer (Californien) sich vermeiden lässt; man kann dann solche Gefässe weit grösser nehmen, als thönerne.

Gold- und Silberextraction Nach dem Plattner'schen Verfahren lässt sich nur das Gold ausziehen, während Silber als Chlorsilber im Rückstande bleibt.

Zur gleichzeitigen Gold- und Silberausziehung sind nachstehende Vorschläge gemacht:

Behandlung der Erze mit einer kalten chlorgesättigten Kochsalzlösung, wobei Gold und Silber chlorirt werden und gleichzeitig in Lösung gehen, nach Patera[2]); nach Rössner[3]) chlorirendes Rösten der Erze mit Kochsalz (wobei sich Goldoxydnatron-Chlornatrium, nach Plattner[4]), Kiss[5]), von Lill[6]) und Janikovits[7]) Goldchlorür bildet), Extraction des Chlorsilbers mittelst heisser Kochsalzlauge und des Rückstandes abwechselnd mit dieser und kalter chlorgesättigter Kochsalzlösung, Ausfällen von Gold und Silber durch Kupfer und Scheidung beider Metalle; Extraction von Gold und Silber aus mit Kochsalz gerösteten Erzen mittelst unterschwefligsaurer Salze (S.365) und Fällen der ersteren durch Schwefelnatrium oder Schwefelcalcium (Kiss).

Fig. 194.

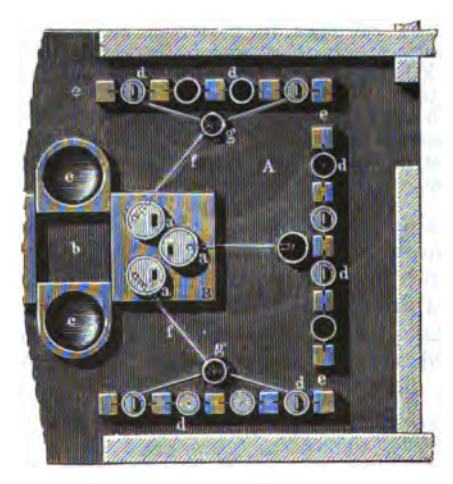
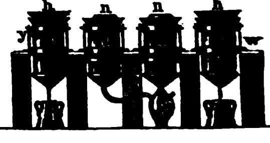


Fig. 195.



a) Erzextraction.

Beispiele für Erze. Reichenstein. Reichenstein.[8]) Rückstände von der Röstung der Arsenikerze behufs der Gewinnung von arseniger Säure (Arsenikabbrände) mit 0.0022—0.0024 Proc. Au; *A* (Fig. 194, 195) Laugenstube von 10 m Länge und 6.3 m Breite. *B* Gasentwicke-

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 145. 2) Oest. Ztschr. 1863, S. 165, 211. B. u. h. Ztg. 1866, S. 364. 3) Oest. Ztschr. 1863, Nr. 25—40. 4) Dessen Röstprocesse 1856, S. 274. 5) Oest. Ztschr. 1860, Nr, 25. 6) Ebend. 1863, S. 211; 1865, Nr. 6. 7) Ebend. 1860, Nr. 30. 8) B. u. h. Ztg. 1850, Nr. 52; 1852, S. 169; 1860, S. 37, 133; 1861, S. 145; 1870, S. 372. Preuss. Ztschr. 3, 12. Karst. Arch., 2. R. 24, 396. Kerl, Met. 4, 371. Güttler, über die Formel des Arsenikalkieses in Reichenstein und dessen Goldgehalt. Breslau 1870, S. 24.

lungsherd. *a* thönerne Chlorentwickelungsgefässe auf einem Sandbade mit einer in die gemeinschaftliche Esse *b* mündenden Feuerung und einem 12 kg schweren Bleideckel mit einer verschliessbaren rechteckigen Oeffnung zum Einbringen des Materiales und einer bis auf den Boden des Waschgefässes *g* führenden Gasleitungsröhre *f*; Deckel und Rohr mit Mehlteig lutirt. *c* Kessel zum Erwärmen von Wasser auf 25° C. behufs Annetzung der Schliege im Winter. *d* Laugtöpfe von Steinzeug von 628 mm Höhe und 418 mm Weite, im unteren konischen Theile mit einem Thonsiebe und darauf mit Quarzstücken versehen und so geräumig, dass sie bis 50 mm unter dem Rande 75 kg Schlieg fassen, mit einem eisernen Reifen umspannt, an welchem zwei Zapfen *w* befestigt sind, um welche sich die Gefässe behufs des Entladens kippen lassen. *y* Riegel zur Vermeidung des freiwilligen Umkippens der Töpfe. *n* verpichter Holzdeckel mit Oeffnung für das Gasleitungsrohr. *i* Laugenkübel von 14 l Inhalt, mit Glascylindern versehen, weil Chlorgold vom Holze eingesogen und zersetzt wird.

Verfahren: Beschicken der Töpfe *d* mit 75 kg schwach angefeuchtetem, im Winter erwärmtem Schliege und der Gefässe *a* mit 7.5 kg Salzsäure, 3.5 kg mit gleichen Theilen Wasser verdünnter Schwefelsäure, 3.5 kg Braunstein; Einleiten von Chlor durch die Waschgefässe *g* von oben herab bis auf den Boden der Töpfe *d* während etwa 1 St., Bedecken derselben mit dem aufzulutirenden Deckel, wenn sich das Chlorgas auf der Oberfläche zeigt (durch Rauchen eines mit Ammoniak benetzten Glasstabes zu erkennen), Beendigung der Chloration nach 6—7 St., Stehenlassen der mit Mehlteig gut lutirten Töpfe bis zum anderen Morgen, Abnehmen der Deckel *n*, Aufsetzen von geflochtenen Körbchen *h*, Unterstellen der Laugenkübel *i*, rasches Aufgiessen von Wasser von 18—25° C., bis man 4 Kübel voll Lauge erhalten hat; Benutzung des vierten Kübels zur neuen Laugung, Fällen von Schwefelgold aus der übrigen auf 25° C. erwärmten Flüssigkeit in im Sandbade stehenden Glasballons, Absetzenlassen des Niederschlages in der Wärme bis zum anderen Tage, Abziehen der klaren Flüssigkeit mittelst Hebers auf ein Filter und Ablassen des Filtrates in mit Sägespänen gefüllte Sümpfe zur Zurückhaltung etwa durchgegangenen Schwefelgoldes, Filtriren des Rückstandes, Trocknen, Verkohlen der Filter (mit Inhalt) in grossen Schalen, Kochen mit Königswasser, Filtriren, Auswaschen des Rückstandes mit verdünnter Salzsäure, dann mit Wasser, Verkohlen des Filters und Schmelzen des Goldes mit Borax und Salpeter in hessischen Tiegeln durch Flammenfeuer. 500 000 kg Abbrände lieferten jährlich 10—10.5 kg Gold im Werthe von 24—27 000 M. bei 15- bis 18 000 M Betriebskosten. Zur Zeit ist wegen Aufarbeit der alten Abbrändehalden der Betrieb sistirt.

Goldquarze nach Calvert.

Goldquarze mengt Calvert[1]) mit Kochsalz und Braunstein und fügt verdünnte Schwefelsäure hinzu, wo dann das Chlor im Statu nascendi kräftiger lösend aufs Gold wirken soll, als im freien Zustande.

Verfahren von Jackson und Ott.

Jackson und Ott[2]) leiten in eine mit Asphalt überzogene Imprägnirungskammer, welche die goldarmen Erze auf über einander angebrachten Brettern enthält, unterchlorige Säure, welche Gold chlorirt und etwa vorhandenen Schwefel oxydirt, extrahiren die Erze mittelst Wassers durch Centrifugalkraft oder eine hydraulische Presse und fällen das Gold mit Eisenvitriol oder Schwefelwasserstoff.

Means[3]) behandelt 1 t Erz mit 400—600 l starkem Chlorwasser in eisernen, mit Blei ausgefütterten rotirenden Fässern 1/2 Stunde, filtrirt u. s. w.

Verfahren von Hofmann und Küstel.

Von Deetken in Californien[4]), Grass Valley, eingeführt, ist der Chlorationsprocess daselbst besonders von Hofmann und Küstel verbessert worden. Verfahren: Chlorirendes Rösten geschwefelter Erze (Schwefelkiese mit etwas quarziger Gangart, höchstens 1 Proc. Pb und Cu, durchschnittlich 0.02743 Proc. Au und 0.0068 Proc. Ag, frei von As und Sb) in zweiherdigen Fortschaufelungsöfen (auch in Oefen von Brückner, S. 151 und Deetken S. 328) täglich 3 t mit Holz und durchschnittlich 50 Pfd. Salz auf 1 t Erz, Einfüllen des erst trocknen, dann angefeuchteten Erzes in 3 t Erz fassende Holzfässer von 1 m Höhe und 1.5 m Durchmesser (auch 2.1 m Durchmesser), wohl an Axen drehbar, mit durchlöchertem Losboden und Planne darauf oder besser mit Quarzfilter zwischen beiden Böden; Eintritt des Chlorgases, in Bleigefässen mit Rührer für 3 t Erz täglich aus 17.5 kg Schwefelsäure von 66° B., 7.5 kg Manganit und 10 kg Salz entwickelt, durch Bleiröhren in Spundlöcher der Holzfässer oder durch ein Hahnrohr im Boden, Bedecken des Fasses mit einem Holz-

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 42. 2) Dingl. 177, 211. Wagn. Jahresber. 11, 133. 3) Engin. and Min. Journ. 1880, Vol. 30, Nr. 6. 4) G. Küstel, on Concentration and Chlorination, San Francisco 1868. G. Küstel, Roasting of Gold and Silver Ores. San Francisco 1870, p. 139. Raymond, Statistics of Mines and Mining. Washington 1872, p. 417. B. u. h. Ztg. 1873, S. 315, Taf. 8; 1874, S. 297, 299. Preuss. Ztschr. Bd. 26, Texttafel *d*, Fig. 3—5 (Koch),

deckel und Aufdichten desselben mit frischem Brodteig, Einleiten während 8 St. von Chlor, welches sich nach Oeffnung eines Stöpsels mittelst eines in Ammoniak getauchten Glasstabes unter dem Deckel erkennen lässt, Abstellen des Gases, dichtes Zuspunden des Gefässes, 24 St. stehen lassen, Abnehmen des Deckels, Herausschlagen des Spundes, Laugen etwa 4 St. mit kaltem Wasser, bis Eisenvitriol keinen Niederschlag mehr erzeugt, Ausräumen des Rückstandes, Filtriren der Goldlösung auf dem Wege nach den hölzernen Fällbottichen durch Segeltuch, Versetzen der gelben, nach Chlor riechenden Flüssigkeit so lange mit Eisenvitriollösung, bis alles Gold gefällt ist, Absetzenlassen desselben, Ablassen der Lauge durch einen mit einem Spundloche in Verbindung stehenden Gummischlauch, dessen obere Mündung mittelst eines Bindfadens im Innern des Gefässes allmählich gesenkt wird, wobei immer nur die oberste klare Wasserschicht durch ihn abfliesst, Filtriren, Auswaschen und Trocknen des Goldschlammes in einem Eisen- oder Porcellangefässe, Schmelzen im Tiegel mit Salpeter, Kochsalz und Sand. Goldausbringen etwa 95 Proc. der Metallanlage. — Bei gleichzeitigem Kupfer- und Silbergehalte[1]): Chloration, Auslaugen, Fällen von Gold durch Eisenvitriol, dann von Kupfer durch Eisen, Ausziehen des Chlorsilbers aus dem Rückstande durch unterschwefligsauren Kalk (S. 366).

Lech-extraction.

b) Lechextraction.

Schemnitz.

Schemnitz.[2]) Extractionsversuche mit güldischen Rohlechen nach Ziervogel's Methode, Chloration der Rückstände in oben und unten zusammengezogenen Steinzeuggefässen von 948 mm Höhe und 553 mm Weite im Bauche, in einem Kasten und von Sand umgeben stehend; Auslaugen mit warmem Wasser nach der Verdrängungsmethode, Fällen des Goldes in Glasflaschen durch Eisenvitriol, der rückständigen Lauge durch Eisen auf goldhaltiges Kupfer und Zuschlagen der mit Kalk eingebundenen Rückstände beim Erzschmelzen. Goldausbringen unvollständig (75 Proc.), deshalb der Process aufgegeben.

Kupfer-extraction.

c) Kupferextraction.

Swansea.

Swansea.[3]) Einschmelzen russischer Kupfermünzen, wobei sich der geringe Goldgehalt am Boden concentrirt, Granuliren des goldreichen Theiles, Calciniren, Chloriren u. s. w. nach Plattner's Methode.

Anwendbarkeit.

2) Sonstige Methoden. a) Behandlung mit Königswasser.[4]) Dieses Verfahren kommt selten und nur bei reicheren Erzen in Anwendung. Aus der erfolgenden Goldlösung wird Gold durch Eisenvitriol oder sonstige Reagentien (S. 387) gefällt.

b) Goldextraction nach Kiss' Methode zu Nagybanya. Chlorirendes Rösten der Gold und Silber enthaltenden Tellurerze (S. 386), Auslaugen des Silbers und Goldes durch unterschwefligsauren Kalk und Fällen durch Schwefelcalcium (S. 388).

c) Hauch's Methode für Tellurerze.[5]) Rösten, Behandeln mit Salz- und Schwefelsäure, Klärenlassen, Decantiren, Fällen des in Lösung gegangenen Goldes (in Folge des beim Rösten gebildeten Manganoxydes und der Einwirkung der Salzsäure darauf) durch Eisenvitriol, dann des Tellurs durch Zink, Decantiren des Tellurschlammes, Filtriren, Auswaschen mit wenig Salzsäure enthaltendem Wasser, Trocknen, Einschmelzen auf rohes Tellur, oder Reinigen des Schlammes durch Lösen in Chlorwasser und Behandlung mit Schwefelsäure; Uebergiessen des Löserückstandes, um etwa in Lösung befindliches Gold metallisch abzuscheiden, mit Eisenvitriollösung, dann Gewinnung von Gold und Silber durch Amalgamation.

d) Wagner's Methode[6]) mittelst Broms. Anrühren von Arsenkiesabbränden mit Brom und Einleiten von schwefliger Säure in die

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 175. 2) Neumann, die Extraction u. s. w. 1863, S. 66. Oest. Ztschr. 1864, Nr. 31, S. 236. Kerl, Met. 4, 376. 3) B. u. h. Ztg. 1863, S. 168. 4) Verhalten des Goldes zu Königswasser in Dingl. 198, 59. B. u. h. Ztg. 1870, S. 379. 5) Oest. Ztschr. 1876, Nr. 23. 6) Dingl. 218, 258.

eisenhaltige Goldbromidlösung zur Reduction des Eisenbromids zu Bromür, welches dann, nachdem die überschüssige schweflige Säure durch Erhitzen entfernt, das Gold fällt.

2. Capitel. Goldscheidung.

138. Allgemeines. Dieser Process bezweckt die Trennung des Silbers vom Golde seltener auf trockenem, als auf nassem Wege, bei welch letzterem fremde Metalle störend influiren können. **Modificationen.**

Blei, Wismuth, Zinn, Antimon und Arsen, welche das Gold schon in geringen Mengen spröde machen, sind für die nasse Scheidung durch vorheriges Raffiniren (S. 290) oder Feinschmelzen des güldischen Silbers mit Oxydationsmitteln (S. 294) möglichst vollständig zu entfernen. $^1/_{2000}$ Pb, Bi oder Sn macht das Gold schon brüchig. Das wiederholte Feinschmelzen mit etwa $^1/_{10}$ Salpeter in einem in einem Graphittiegel stehenden hessischen Tiegel kommt zweckmässig nur bei in Rothglühhitze zerkleinten Legirungen in Anwendung, welche nicht unter 625 Taus. Feingehalt und über 21 Taus. Goldgehalt besitzen, weil ersteren Falles die erforderliche grössere Salpetermenge die Tiegel zerstört, im anderen Falle die Schlacke goldhaltig wird.[1]) Man rechnet auf 100 Thle. Kupfer 48 Thle. Salpeter und erhält eine Feine von 973—979 Taus. Die Schlacke wird entweder flüssig abgeschöpft oder vom erstarrten Könige abgeschlagen und mit Potasche umgeschmolzen. Das Raffiniren im Flammofen hat Vorzüge.[2]) Kupfer in geringen Mengen wird bei obigen Raffinationsarbeiten entfernt aus kupferreicheren Legirungen mit 640—500 Taus. Cu dadurch, dass man die Granalien oder Barren in einem Flammofen auf eiserner Herdplatte glüht, zerkleint, siebt, mit verdünnter Schwefelsäure in Kochhitze das beim Glühen gebildete Kupferoxyd weglöst, den Rückstand in einem Siebe auswäscht und das Glühen und Behandeln mit Säure so lange wiederholt, bis das Kupfer hinreichend entfernt ist, ein langwieriges und zu grösseren Metallverlusten führendes Verfahren; in grösseren Mengen vorhanden trennt man dasselbe vom Golde durch Abtreiben oder Saigern mit Blei (S. 386), mittelst verdünnter Schwefelsäure (S. 361) oder auch mittelst concentrirter Schwefelsäure, indem man die zur Rothgluth gebrachte kupferreiche Legirung, z. B. mit 500—650 Taus. Cu, in einem eisernen Mörser pulvert, siebt und mit der Säure erhitzt, wobei aber leicht wasserfreier Kupfer- und Silbervitriol mit dem Golde sich absetzt, dieses umhüllt und wohl, wenn ein beständiges Umrühren nichts hilft, ein nochmaliges Zusammenschmelzen des ausgeschiedenen Goldes mit der 1- bis 3fachen Silbermenge und Scheidung mit Schwefelsäure erforderlich macht (Septèmes[3])). Bei goldärmeren Substanzen werden die unreinen Goldniederschläge mit Borax und Salpeter eingeschmolzen, mit Blei abgetrieben und das erfolgende güldische Brandsilber mit Schwefelsäure geschieden (Septèmes). Mit zunehmendem Kupfergehalte der Legirung muss die Schwefelsäuremenge vergrössert werden, es bedarf z. B. für Silberkupferlegirungen resp. 2, 2.5, 2.75, 3, 3.5 Thle. Säure bei einem Silbergehalte von 950, 900, 875, 750, 600 Taus. — Osmiridum, Palladium und Platin sind durch obige Vorbereitungsprocesse nicht wegzuschaffen. Iridium und Osmirid, nicht selten im sibirischen, californischen und australischen Golde, machen dasselbe beim Prägen brüchig und Platin[4]) erhöht den Silberrückhalt im Scheidegolde, macht auch letzteres weniger ductil. **Einfluss fremder Metalle.**

139. Trockene Goldscheidung.[5]) Dieselbe gestattet, bis auf den Chlorprocess, eine nur unvollkommene Trennung der Metalle und ist kaum noch in Anwendung. Es gehören dahin: **Schattenseiten.**

1) Die Scheidung durch Schwefelantimon[6]) (durch Guss und Fluss), welches beim Zusammenschmelzen mit güldischem Silber Antimongold, aus dem das Antimon weggeraucht wird, und einen **Scheidung durch Guss und Fluss.**

---

1) Bgwfr. 13, 176. Dumas, traité de Chim. appliquée 1833. 4, 472. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 205. 3) Kerl, Met. 4, 418. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 474. 4) Bgwfr. 12, 5. 5) Percy, c. l. p. 356. 6) Erdm. J. f. ökon. u. techn. Chem. 6, 174. Karsten's Met. 5, 668.

aus Schwefelantimon, Schwefelsilber und Antimongold bestehenden Lech (Plagma, Plagmal) giebt, welcher zur Abscheidung des Antimongoldes wiederholt umgeschmolzen und dann durch Erhitzen mit Glätte und Eisen entsilbert wird. Dieser Process war bis zum Jahre 1846 in der Dresdener Münze in Anwendung.[1]) Auch durch Schmelzen mit Schwefel allein (Japan) hat man Silber vom Golde getrennt[2]), sowie auch durch Schmelzen mit Schwefel und Kupfer[3]) (Persien).

Pfannenschmied'scher Process.

2) Die Scheidung durch Glätte und Schwefel (Pfannenschmied'scher Process). Zusammenschmelzen einer goldarmen Legirung mit $^1/_8$ Schwefel unter Bildung von Schwefelsilber (Plagmal) und Ausscheidung von Gold, Aufstreuen von Glätte, wobei sich unter Bildung von Schwefelblei ein Theil Silber ausscheidet, welches das Gold aufnimmt und damit zu Boden geht; wiederholtes Behandeln des letzteren mit Schwefel und Glätte, bis eine zur Goldscheidung hinreichend angereicherte Legirung entsteht, mehrmalige Entgoldung des Plagmals durch Glätte und zuletzt Entschwefeln durch Eisen (früher in Oker[4]) und Kremnitz[5]) in Anwendung).

Muir[6]) erhielt beim Zusammenschmelzen von Silbergold mit Schwefel ein goldreiches Silber und eine Doppelverbindung von Schwefelgold und Schwefelsilber mit 49.27 Silber, 35.69 Gold und 16.17 Schwefel, entsprechend $2\,Au_2S_3 + 5\,Ag_2S$.

Cementirprocess.

3) Die Cementation[7]), das Glühen einer granulirten oder gewalzten Goldsilberlegirung mit einem Gemische (Cementirpulver) von gleichen Theilen Alaun, calcinirtem Eisenvitriol, Kochsalz und drei Theilen Ziegelmehl, wobei das frei gemachte Chlor Silber aufnimmt und eine oberflächlich goldreichere Legirung erfolgt. Auch ohne Eisenvitriol findet Chlorentwickelung statt, wenn man die Legirung in einem porösen Thontiegel mit Kochsalz und Ziegelmehl glüht, wo dann die Wasserdämpfe der Flamme die Thonwände durchdringen und sich mit Chlornatrium in Natron und Chlorwasserstoff umsetzen, welcher Chlor an das Silber abgiebt.

Beispiel.

Neugranada (Amerika). Erhitzen einer granulirten Goldsilberlegirung (5—8 kg) in Töpfen mit einem Gemische von 1 Kochsalz und 2 Ziegelmehl während 24—36 St. bei dunkler Rothgluth, Anrühren des Topfinhaltes mit Wasser, Amalgamiren des chlorsilberhaltigen Cementes mit $^1/_{10}$ Kochsalz und der 10fachen Menge Quecksilber vom Silber in hölzernen Bottichen bei 14—18° C. während 4—5 Tagen. — In der Münze zu Delhi ist das Cementiren mit Kalisalpeter ausgeführt.[8])

Miller's Verfahren mit Chlorgas.

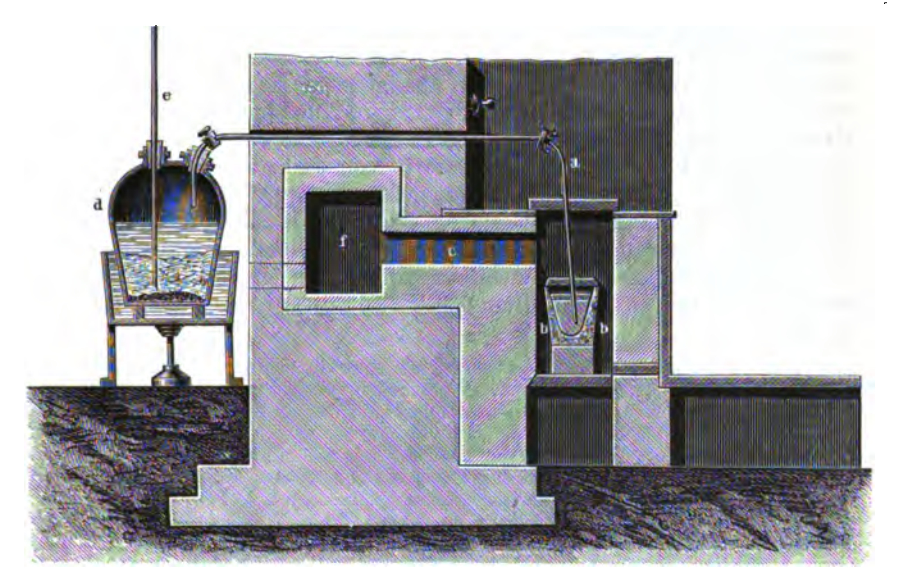
4) Miller's Verfahren mit Chlorgas.[9]) Dasselbe eignet sich besonders für hochhaltiges Gold und wird namentlich für Rohgold mit 5—30 Proc. Ag und 1—2 Proc. anderen Metallen (Kupfer, Zinn u. s. w.) in Australien angewandt, wo dasselbe mit Rücksicht auf die Preise der Chemikalien ökonomischer ist, als die Lösemethoden, der Silberverlust sich vermindert und das Verfahren unabhängig ist vom Gold- und Silbergehalte. Dasselbe besteht darin, in die flüssige Legirung Chlor zu leiten (Fig. 196), welches das Silber als Chlorsilber oberflächlich ab-

1) Percy, c. l. p. 373. 2) Ebend. p. 356, 555. 3) Ebend. p. 374. 4) Erdm. J. 9, 74. 5) Prechtl, techn. Encykl. 12, 293. 6) Dingl. 205, 540. 7) B. u. h. Ztg. 1845, S. 347. Dingl. 119, 157. Pogg. Ann. 32, 99. Percy, c. l. p. 384—402. 8) Percy, c. l. p. 379. 9) B. u. h. Ztg. 1869, S. 132; 1870, S. 283; 1871, S. 176, 247; 1872, S. 465; 1873, S. 231. Dingl. 188, 251; 197, 43; 205, 535.

scheidet, wobei man Feingold mit nur 3—9 Taus. Ag und Spuren von Cu erzielt neben Chlorsilber mit noch 10—20 Proc. Au, welches weiter zu reinigen ist. Durch Operiren unter einer Boraxdecke lässt sich ein Silberverlust fast vollständig verhüten.

Beispiel. Münzen zu Sidney und Melbourne.[1]) Schmelzen des mit Borax zu bedeckenden Goldes in zwei in einander gesetzten feuerfesten, mit Borax glasirten Thontiegeln *b* (Fig. 196), durch deren Deckel vom Chlorentwickelungsapparate *d* her Chlorgas

Fig. 196.



a Thonröhre. *b* Thontiegel mit Gold, unter einem Schornsteine. *c* Fuchs. *d* Chlorentwickelungsapparat von 120 l Fassungsraum. *e* ein 2.5 m langes, mit dem Salzsäurebehälter in Verbindung stehendes Glasrohr zur Erzeugung des erforderlichen Gasdruckes. *f* Schornsteincanal.

durch das Rohr *a* so lange (1—1½ St.) eingeführt wird, bis Chlordämpfe durch das Deckelloch entweichen, Ausheben des Tiegels, Erstarrenlassen des Inhaltes, Abheben des Chlorsilbers, nochmaliges Umschmelzen des Goldes auf Feingold (Ausbringen an 98 Proc.) mit 3—7 Proc. Ag und Spuren Kupfer. Schmelzen des Chlorsilbers, welches die fehlenden 2 Proc. Gold enthält, unter einer Boraxdecke, Einstreuen von Soda, auf 7 kg Legirung etwa 500—600 g bei 2¼ St. Schmelzzeit, wobei sich ein Theil Silber mit etwa 2—5 Taus. Au abscheidet, sonst aber auch viel Chlorsilber unzersetzt bleibt; Zerlegen des Chlorsilbers auf galvanischem Wege und Umschmelzen des Ag im Graphittiegel. Mahlen und Amalgamiren aller Tiegelreste u. s. w. auf chilenischen Mühlen. 100 000 Thle. Legirung mit 89 Thln. Au, 10 Thln. Ag und 1 Thl. anderen Metallen gaben einen Verlust von 19 Thln. Au und 240 Thln. Ag = $^{21}/_{100000}$ Thl. Au und $^{24}/_{1000}$ Thl. Ag.

Methoden. **140. Nasse Goldscheidung.** Dieselbe begreift vorwaltend die Trennung des Silbers vom Golde durch Schwefelsäure, seltener noch diejenige mittelst Salpetersäure und Königswassers.

Quartation. A) Scheidung mittelst Salpetersäure (Quartation).[2]) Granuliren einer Legirung, welche auf 1 Thl. Gold mindestens 1¾ Thle.,

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 315. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 402—436. Dingl. 218, 523.
2) Percy, c. l. p. 437 (mit Abbldg. einer Anlage).

gewöhnlich $2\frac{1}{2}$—3 Thle. Silber enthält, Erwärmen mit reiner Salpetersäure in Glaskolben mit Helm und Vorlage, wobei sich Silber auflöst, Gold aber zurückbleibt, Abgiessen der Silberlösung vom Golde, Digestion desselben mit neuer Säure, Aussüssen, Trocknen und Schmelzen des Goldes mit Borax und Salpeter; Abdestilliren der Salpetersäure aus der Silberlösung, Zersetzung der letzteren durch Kupfer oder Eindampfen, Glühen der trockenen Masse und Einschmelzen des Silbers. Palladium[1]) geht mit dem Silber in Lösung.

Schattenseiten. Dieses Verfahren (wegen des Verhältnisses von 1 Thl. Gold auf 3 Thle. Silber Quartation genannt und u. A. auch für Goldproben gebräuchlich) ist wegen Anwendung von Salpetersäure theuer, umständlich und wegen Operirens in Glasgefässen unangenehm, war früher statt der jetzt üblichen Schwefelsäurescheidung allgemein in Ausführung, z. B. in Oker[2]), Kremnitz[3]) u. s. w., und wird noch in der Münze von Philadelphia[4]), Sidney[5]) und St. Francisco, sowie von Johnson, Matthe & Co. in London[6]) in Platin- und Steinzeuggefässen ausgeführt. Dasselbe erfordert obiges Verhältniss von 1 Gold zu $2\frac{1}{2}$—3 Silber zum Gelingen; goldreichere Legirungen machen, weil sonst Silber beim Golde bleibt, ein Zusammenschmelzen mit Silber nöthig, zu goldarme müssen angereichert werden, z. B. durch den Pfannenschmied'schen Process (S. 392).

Modificationen. Zur Umgehung des Zusammenschmelzens einer zu goldreichen Legirung mit viel Silber kann dieses mit 2—3 Thln. Zink geschehen, worauf man die Legirung granulirt, Zink mit verdünnter Schwefelsäure weglöst und das zurückbleibende feinzertheilte Gold und Silber durch Salpeter- oder Schwefelsäure trennt. Nach einem Verfahren im Kleinen schmilzt von Jüptner[7]) die Legirung mit 5—8 Thln. Zink oder Cadmium zusammen und löst Cadmium, Zink und Silber in Salpetersäure, wobei das Gold zurückbleibt. Petrie[8]) wendet bei terrassenförmig aufgestellten Gefässen den elektrischen Strom beim Fällen des Silbers an. Nach Tribe[9]) findet sich Kupfer in dem Niederschlage, welcher beim Fällen des Silbernitrates durch Kupfer entsteht, in Folge einer Absorption von Luft durch die Flüssigkeit während und nach der Fällung. Beim Einleiten von Kohlensäure während letzterer erfolgt reines Silber. Das Silber disponirt nach Winkler[10]) einen Platingehalt zur Löslichkeit in Salpetersäure und im Allgemeinen steht die Löslichkeit des Platins im umgekehrten Verhältnisse des Platingehaltes der Legirung; bei gleichzeitigem Goldgehalte nimmt die Löslichkeit zu. Ein Gehalt der Säure an Untersalpetersäure scheint die Löslichkeit des Platins abzumindern und nur bei Kupfer macht sich eine beträchtliche Steigerung der Löslichkeit merklich.

Anwendung. B) Scheidung mittelst Königswassers. Dieselbe kommt seltener im Grossen, als im Kleinen wohl bei silberarmem Golde in Anwendung, mit welchem bei der Quartation viel Silber zusammengeschmolzen werden müsste und aus welchem Schwefelsäure das Silber nur unvollständig ausziehen würde. Das Gold wird aus der Lösung gewöhnlich durch Eisenvitriol regulinisch ausgefällt (S. 387) und das Chlorsilber auf trockenem oder nassem Wege zerlegt (S. 369).

Newton[11]) wendet statt Königswassers ein Gemisch von Natronsalpeter, Kochsalz und Schwefelsäure an, behandelt das Gemenge von Gold und Chlorsilber mit Zink und Schwefelsäure und trennt dann Gold und Silber durch Salpetersäure.

---

1) Erdm. J. 11, 309. 2) Ebend. 9, 74. 3) Lampadius, Hüttenkde. 2. Thl. 2. Bd. S. 144; erstes Suppl. S. 105. 4) Polyt. Centr. 1855, S. 275. Muspratt's Chem. 3, 571. 5) Wagn. Jahresber. 1870, S. 103. 6) Percy, c. l. p. 446. 7) Fresen. Ztschr. 1879, S. 104. 8) Polyt. Centr. 1853, S. 1244. 9) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1872, S. 515. 10) Fresen. Ztschr, 1874, S. 369. 11) Bgwfr. 15, 749. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 454 (Abbldg. einer Scheideanstalt für täglich 1000 kg Legirung).

Affination.

C) Scheidung mit Schwefelsäure (Affination). Dieses Verfahren [1]), auf der Löslichkeit des Silbers und der Unlöslichkeit des Goldes in heisser concentrirter Schwefelsäure beruhend, zeichnet sich vor der Quartation durch Wohlfeilheit (Scheidekosten pro kg Legirung in Frankfurt 1.2 M., zu Lautenthal 70 Pf., in Oker 1.21 M.), Einfachheit und Anwendbarkeit von Legirungen von fast jedem Goldgehalte aus, wenn dieselben durch Raffiniren, Feinschmelzen oder auf nassem Wege gereinigt sind (S. 391).

Während die Grenze der Scheidewürdigkeit des Goldes vom Silber durch Salpetersäure etwa bei 0.08 Proc. Au liegt, so ist sie für Schwefelsäure 0.05—0.03 Proc., welche Zahlen jedoch je nach Lokalverhältnissen variiren können. So sind z. B. Silber scheidewürdig, welche in Freiberg 0.1154 Proc., auf dem Oberharze 0.2—0.12 Proc. Au enthalten. Die Scheidekosten sind nahezu dieselben, ob die Silbergoldlegirung 940 oder 998 Taus. fein ist.

Je weniger Blei und Kupfer [2]) die Legirungen enthalten, um so weniger Säure bedürfen sie beim Lösen; ersteres erschwert die Lösung durch Sulfatbildung und letzteres scheidet sich als wasserfreies Sulfat mit Silbervitriol leicht ab und hüllt Goldtheilchen ein, weshalb bei kupferhaltigem Scheidegute das ausgeschiedene Gold zweckmässig durch heisses Wasser von Kupfersulfat befreit und dann zur Ausziehung des Silberrückhaltes nochmals mit Schwefelsäure behandelt, auch wohl mit goldreichen Legirungen zusammengeschmolzen und so für die Scheidung geeignet gemacht wird (S. 391). Nach Pettenkofer [3]) erfolgt das feinste Gold, wenn die Legirung nicht viel mehr als 250 Taus. und nicht viel weniger als 190 Taus. Gold enthält, weil bei mehr Gold dieses zu dicht zurückbleibt und die Schwefelsäure weniger vollständig eindringt, bei zu wenig Gold (z. B. bei 62—31 Taus.) dieses weniger leicht silberfrei wird. In der Petersburger Münze ergab sich als das beste Verhältniss 1 Gold zu $2^1/_2$ Silber. Bei goldreichen Legirungen muss das Kochen mit Schwefelsäure länger fortgesetzt oder öfters wiederholt werden. Gold mit wenig Silber schmilzt man wohl mit Silber zusammen, so dass ein Verhältniss von mindestens 1 : 2 herauskommt.

Operationen. Verfahren.

Die Goldscheidung kann nachstehende Operationen erfordern:

1) Granuliren der Legirung. [4]) Einschmelzen in Tiegeln von Graphit (Oker, Freiberg) oder Schmiedeeisen (Poizat's Goldscheidung) oder im Raffinirofen und Eingiessen in dünnem Strahle in kaltes Wasser in einem kupfernen Kessel unter Versetzung des Wassers in kreisende Bewegung mit einem Holzstabe, Trocknen der Granalien in einem erhitzten Cylinder.

Modificationen.

Der Granulirkessel hat zur Erleichterung des Rührens zweckmässig einen kupfernen Losboden mit Loch in der Mitte, durch welches die Granalien auf den Hauptboden fallen. Bei zu heissem Wasser erfolgen keine guten Granalien. Gusseiserne Schmelztiegel statt Graphittiegel wurden zu Oker bei wiederholten Glühungen porös und raubten Silber. Newton [5]) erhielt die Legirung in feinzertheiltem Zustande durch Schmelzen mit 2—3 Thln. Zink, Granuliren und Weglösen des Zinkes mit verdünnter Schwefelsäure.

Theorie.

2) Erhitzen mit concentrirter Schwefelsäure. Beim Erhitzen von Goldsilberlegirungen mit concentrirter Schwefelsäure wird ein Theil derselben unter Entwickelung von schwefliger Säure zur Oxydation des Silbers verwandt, während ein anderer Theil Säure sich mit dem gebildeten Silberoxyde verbindet, das Gold aber unberührt bleibt. ($Ag + 2\,SO_3 = AgO, SO_3 + SO_2$ oder $2\,Ag + 2\,SO_3 = Ag_2\,SO_4 + SO_2$).

Der Theorie nach sind auf 1 Thl. Silber 0.9 Thle. Schwefelsäurehydrat, in Wirklichkeit $2—2^1/_2$ Thle. erforderlich, um die entstandenen breiartigen Sulfate in Lösung zu bringen, damit sie die Legirung nicht umhüllen.

---

1) Kerl, Met. 4, 387. 2) Percy, c. l. p. 458. 3) Dingl. 104, 118, 129. Bgwfr. 12, 3. 4) Scheidung in Barrenform ohne Granuliren in: Mining and scientific Press, San Francisco, Vol. 18, Nr. 14. 5) Bgwfr. 15, 672.

Lösegefässe. Zum Lösen dienen seltener Gefässe von Platin, als von Gusseisen bei grösseren und von Porzellan bei kleineren Productionen.

Platingefässe[1]), von d'Arcet 1802 zuerst angewandt, sind kostspielig herzustellen und zu repariren, nutzen sich durch Reibung der Granalien an den Wänden nicht unbedeutend ab[2]), werden von Schwefelsäure, welche Salzsäure oder Stickstoffverbindungen enthält, angegriffen, sowie in Berührung mit leichtschmelzigen Metallen leicht zerstört und sind deshalb meist durch gusseiserne Gefässe ersetzt (z. B. in der Petersburger und Münchener Münze). Nach Scheurer-Kestner[3]) ist das Platin in reiner concentrirter Säure nicht ganz unlöslich; Säure mit 94 Proc. Hydrat löste 1 g, mit 98 Proc. 6—7 g und mit 99.5 Proc. 9 g Platin auf 1000 kg. Die früheren Gefässe in der Münchener Münze[4]), in ein eisernes Gerüst gestellte Kessel von etwa 260 mm Höhe mit Platinhelm, fassten 13—14 kg Granalien, der Helm mündete in eine theilweise mit Wasser gefüllte Bleiröhre zur Condensation der übergehenden Schwefelsäure, während die schweflige Säure durch ein Bleirohr in den Schornstein abgeführt wurde. Zuweilen dienen noch Platingefässe zum Auskochen des Scheidegoldes, für 200—250 kg Material z. B. 942 mm tief, oben 890 mm weit, im Boden 72 mm, oben 46 mm dick. Matthey[5]) setzt einen oben offenen, an einem Bügel zu transportirenden Platinkessel, durch dessen Boden ein feindurchlöcherter Platinconus in den Bauch ragt und welcher mit Granalien versehen wird, in einen Schwefelsäure enthaltenden Eisenkessel, kocht, nimmt den Gold haltenden Platinkessel heraus, spült das Gold mit Wasser ab und bringt den Kessel in einen zweiten eisernen Kochkessel u. s. w., wobei wesentlich an Zeit gespart wird.

Gusseiserne Kessel[6]) widerstehen zuweilen zwei Jahre und länger der Einwirkung kochender concentrirter Schwefelsäure, namentlich bei Abschluss der Luft genügend, wenn das Gusseisen nicht zu graphitisch, sondern feinkörnig, dicht und blasenfrei ist. Am wenigsten wird phosphorhaltiges Eisen angegriffen und ist selbst[7]) mit 3—4 Proc. Phosphor noch tauglich; nach Ledebur[8]) werden die Eisensorten am wenigsten von der Säure corrodirt, je mehr sie amorphen Kohlenstoff enthalten. (Spiegeleisen verlor z. B. beim Behandeln mit Säure 14, weisses grelles Roheisen 19.70, tiefgraues Cokesroheisen 27.59, gaares Holzkohlenroheisen 37.70, ungehärteter englischer Gussstahl 66.50 und Schmiedeeisen 88.60 Proc. an Gewicht.) Roheisen mit härteren und weicheren Stellen (von verschiedener Kohlung herrührend) wird, zu Lösekesseln verwandt, löcherig. Eine geringe Menge Eisen verwandelt sich in basisches Sulfat, welches in der concentrirten Säure unlöslich ist und das Gold verunreinigt. Ein grosser Siliciumgehalt (z. B. von 16 Proc.) macht das Roheisen ebenfalls widerstandsfähiger. Durch Einbringen von Kupfer in den Kessel sucht man einen etwaigen corrodirenden Einfluss der Säure zu beseitigen (Frankfurt, Hamburg); auch wirkt in dieser Beziehung ein grösserer Kupfergehalt der Legirung günstig. Die eingemauerten und zweckmässig mit seitlicher Feuerung versehenen Kessel mit einem Fassungsraume für 300—400 kg und mehr Silber (in Freiberg z. B. von 1 m Weite und 1 m Tiefe für 400—500 kg Charge) haben einen mit Arbeitsöffnung versehenen Blei- oder Kupferdeckel, auch wohl einen mit Blei überzogenen Holzdeckel mit seltener in eine Bleikammer, als in eine kleine Condensationskammer mündender bleiernen Abzugsröhre, in welch ersterer etwa mitgerissene Silbertheilchen sich absetzen, bevor die schweflige Säure entweicht. Auch kommen gusseiserne Deckel in zwei Hälften in Anwendung, von welchen die eine mit Gasableitungsrohr auf dem Kessel befestigt ist, während sich die andere wegnehmen lässt (Poizat[9])). Im aufgeschrobenen Deckel befinden sich zwei Oeffnungen mit Wasserverschluss, eine zum Eintragen der Beschickungsmaterialien, zum Einbringen eines Spatels und zum Ausschöpfen der Silberlösung, die andere zum Abzuge der Gase. Für hochhaltiges Gold mit geringerem Silbergehalte wendet man kleinere Eisenkessel an, z. B. solche von 418 mm Höhe und 366 mm Weite oben für etwa 15 kg Granalien. Damit die Kessel beim Umrühren des Inhaltes sich nicht einseitig abnutzen, dreht man sie öfters um 90°. Seltener sind emaillirte gusseiserne Kessel von

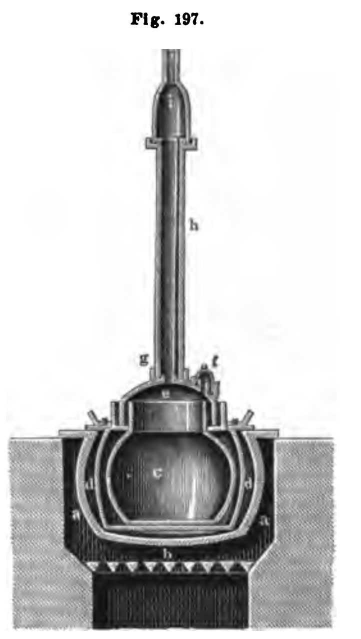
---

1) Prechtl, techn. Encykl. 12, 319. Erdm. J. f. pr. Ch. 9, 49. Erdm. J. f. ök. Ch. 4, 411, 424. 2) Petzold, galvan. Versilberung 1842, S. 31. 3) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1875, S. 1593; 1880, S. 1975. Wagn. Jahresber. 1876, S. 315. 4) Kerl, Met. 4, 403. 5) Percy, c. l. S. 478. 6) Kerl, Met. 4, 408. Erdm. J. 9, 49. 7) Engin. and Min. Journ. 1876, Vol. 21, Nr. 26, p. 608. 8) B. u. h. Ztg. 1877, S. 280 (auch 1880, S. 155). 9) Karmarsch-Heeren. techn. Wörterbuch 2, 194 (2. Aufl.)

470 mm Höhe und 314 mm Bauchweite bei Verengerung nach oben in Anwendung gebracht.

Porzellangefässe gestatten bei geringen Productionen und goldarmem Silber eine reinlichere Arbeit, als Gusseisenkessel, veranlassen weniger mechanische Verluste, sind billig und bei sorgfältiger Behandlung auch dauerhaft. — Oker'sches Lösegefäss (Fig. 197): *a* gusseiserner Kessel mit Feuerung *b* darunter. *c* Porzellangefäss, 340 mm hoch, oben 235 mm, mitten 340 mm und unten 288 mm weit. *d* eisernes Gerüst mit Handhabe zum Ausheben des Gefässes. *e* Deckel, in Wasserverschluss stehend und mit der Arbeitsöffnung *f* versehen. *g* Wasserverschluss, in welchem das 940 mm hohe und 53 mm weite Porzellanrohr *h* steht. *i* ins Freie mündendes Bleirohr.

Fig. 197.



Manipulationen.

Die Manipulationen beim Lösen sind folgende: Eintragen der Granalien in die Gefässe (bei Eisenkesseln 100—500 kg), Zusatz der Schwefelsäure auf einmal oder in mehreren Malen (Freiberg), anfangs vorsichtiges Feuern wegen stürmischer Entwickelung von schwefliger Säure; bei kupferhaltigem Silber öfteres Rühren mit Spatel zur Verhütung des Festsetzens von wasserfreiem Kupfersulfate auf dem Boden oder auf den Granalien; nach dem Auflösen der Granalien, wenn man kein zischendes Geräusch mehr hört und beim Einbringen eines Eisenstabes durch das Deckelloch keine harten Partien am Boden mehr fühlt, Klären der Lösung nach Zusatz von concentrirter oder bei Porzellangefässen von verdünnter Säure (von 50° B.) und Abkühlen, Trennung der flüssigen Silberlösung vom Golde bei Porzellangefässen (Oker) durch vorsichtiges Abgiessen bei herausgenommenem Gefässe mit oder ohne Kippvorrichtung in eine bleierne Pfanne, bei gusseisernen Kesseln durch Ausschöpfen mittelst eiserner oder kupferner Löffel in kupferne Töpfe, die in einen mit Bleiblech ausgeschlagenen und mit heissem Wasser versehenen Holzkasten entleert werden (Freiberg), oder durch Abhebern, auch wohl Ausfüllen des ganzen teigigen Kesselinhaltes in bleierne Cisternen, Auflösen in Wasser, Verdünnen auf 36° B., Erhitzen zum Sieden durch eingeleiteten Wasserdampf, Abziehen der Silbervitriollösung vom Goldabsatze in eine bleierne Pfanne behufs der Fällung mit Kupfer (Poizat). Letzteres Verfahren gestattet einen continuirlichen Betrieb und das Arbeiten in kleineren Eisenkesseln. Bei güldischem Silber mit weniger als 60 Proc. Ag empfiehlt sich dieses Verfahren weniger, weil sich zuviel unlösliche Sulfate abscheiden.

Producte.

Als Producte erfolgen: noch mit wasserfreien Sulfaten von Silber-, Kupfer- oder Eisenoxyd, auch wohl Bleisulfat verunreinigtes Gold, Silbervitriol und schweflige Säure.

Letztere, mit schwefelsauren Dämpfen gemengt, lässt man entweder in einen hohen Schornstein wohl unter Zuführung von Wasserdampf (Frankfurt) entweichen oder lässt sie von Kalkbrei, Wasser u. s. w. absorbiren oder benutzt sie noch, z. B.

zur Schwefelsäurebereitung in Bleikammern (Wien), zur Darstellung von Zink- oder Eisenvitriol durch Einleiten in mit Eisen- oder Zinkabfällen und Wasser versehene Behälter[1]) u. a.

3) Reinigung des Goldes. Dieselbe kann geschehen:

Reinigungsmethoden.

a) Durch zwei- oder dreimaliges Auskochen des Goldes mit concentrirter Schwefelsäure im Lösegefässe oder in einem kleineren Gefässe aus Platin (Augsburg, Petersburg), Gusseisen oder Porzellan, Abgiessen oder Ausschöpfen der Flüssigkeit, mehrmaliges Auskochen des Rückstandes mit Wasser, dann noch 1—2maliges Gutkochen des Goldpulvers mit concentrirter Schwefelsäure, Auswaschen mit heissem Wasser in einem Porzellantopfe, bis das Waschwasser mit Kochsalz nicht mehr auf Silber reagirt, Trocknen des braungelben Goldes auf einem tellerförmigen Gefässe von Graphit auf einem durch eine seitliche Feuerung erhitzten Eisenteller, 2maliges Glühen des Goldes in einem mit Draht umsponnenen und in einen hessischen Tiegel gesetzten Porzellantiegel (Oker), Schmelzen des Goldes mit etwa $^1/_{16}$ Salpeter und Borax[2]) in einem Thon- oder Graphittiegel, seltener in einem kleinen Flammofen (Petersburg), unter einer Holzkohlen- oder Knochenmehldecke und Eingiessen des Goldes in angewärmte, mit Unschlitt oder Wachs ausgestrichene Eisenformen (nach Seid in nahezu weissglühende Formen, welche bei allmählicher Abkühlung ein feineres Korn des Metalles geben).

Nach Pettenkofer[3]) reichert sich der Goldgehalt bis zu 958—960 Taus. leicht an, zur Entfernung des übrigen Silbers genügt ein wiederholtes Kochen mit Schwefelsäure nicht und bleiben etwa 3—4 Proc. Silber im Golde zurück. Durch das Schmelzen mit Salpeter und Borax oder anderen Reinigungsmitteln[4]) (Potasche, Sand, Kupferoxyd u. s. w.) sollen Substanzen (Blei, Wismuth, Arsen, Antimon, Tellur[5]) u. s. w.) entfernt werden, welche oft schon in geringen Mengen die Dehnbarkeit des Goldes beeinträchtigen. Nach Hatchett[6]) soll $^1/_{1920}$ Blei und Wismuth schon schädlich sein, der Einfluss dieser Metalle nach Riemsdijk (S. 400) sich aber durch ein Ueberschmelzen des Goldes beseitigen lassen. Bock[7]) schliesst sich, gestützt auf Untersuchungen, der Ansicht Hatchett's an, dass nicht absorbirtes Sauerstoffgas, wie Riemsdijk meint, Sprödigkeit veranlasst, sondern nur Spuren von Blei und Wismuth.

b) Glühen des mit Schwefelsäure ausgekochten Goldpulvers (S. 398) in einem kleinen eisernen Tiegel mit saurem schwefelsaurem Natron (oder mit $^1/_4$ calcinirtem Glaubersalze und 6—6$^1/_2$ Thln. concentrirter Schwefelsäure auf 10 Thle. Glaubersalz), Auskochen der Masse mit Schwefelsäure, Aussüssen mit heissem Wasser nach jedem Auskochen, Trocknen und Schmelzen mit Reinigungsmitteln, wie unter a) angegeben (Freiberg).

Durch die Einschaltung des Schmelzens mit dem Natronsalze ist das Gold auf 998 Taus. Feine zu bringen.

c) Zusammenschmelzen des Fällgoldes mit der 2$^1/_2$fachen Menge Silber und nochmaliges Behandeln mit concentrirter Schwefelsäure (früher in Hamburg).

Dieses Verfahren ist in Betreff der Silberentfernung sehr wirksam, lässt aber eine Beseitigung von gewissen anwesenden Platinmetallen nicht zu und ist umständlich, namentlich beim Grossbetriebe.

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 207. Dingl. 193, 172. 2) Funkenfänger in der Goldschmelze zu Irkutsk in Oest. Ztschr. 1872, S. 398. 3) Bgwfr. 12, 4; 13, 180. 4) Polyt. Centr. 1853, S. 1127; 1861, S. 283. Dingl. 205, 536. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 129. 6) Philosoph. Transact. 1803, Part. 1, p. 43. B. u. h. Ztg. 1880, S. 277. 7) B. u. h. Ztg. 1880, S. 409.

d) Einleiten von Chlorgas in flüssiges Gold (S. 392). Hierbei werden Chlormetalle theils verflüchtigt (Pb, Sb, As), theils auf der Oberfläche abgeschieden (Ag, Cu) und letztere durch Abgiessen der Schlacke von dem flüssigen Golde getrennt. Oder es wird Alles in eine Form entleert und nach dem Erkalten die Schlacke abgelöst, um darin enthaltendes Chlorsilber auf galvanischem Wege zu reduciren.

35—45 kg Gold lassen sich in 3—5 Min. reinigen mit 4—5 Frcs. Kosten für Chlor zu 5000 kg Gold. Ein vollständiger Apparat kostet nicht ganz 500 Frcs. In Graphittiegeln muss die Wirkung des Goldes einige Minuten länger fortgesetzt werden, als in Thontiegeln; eine Legirung mit 0.3 Sb, 0.2 Pb, 0.2 Zn, 0.2 Fe, 0.2 Sn, 0.3 As und 0.1 Bi liess sich in 11—12 Min. völlig geschmeidig machen; Goldverlust unbedeutend. Dieses Verfahren ist in der Münze zu Sydney (S. 393) und London ausgeführt. Zur Reinigung einer Kupfergoldlegirung wendet man für deutsche Münzen statt Chlors bequemer und sehr wirksam Kupferchlorid[1]) an, da die Legirung doch schon Kupfer enthält. Wagner empfiehlt statt Chlors Brom. Auch hat man früher zu gleichem Zwecke Quecksilberchlorid[2]) verwandt, welches aber schädliche Dämpfe entwickelt und Metallverlust herbeiführt. Es bleiben aber bei diesem Verfahren Osmiridtheilchen leicht im Golde suspendirt, weshalb es sich empfiehlt, zur Erzielung reineren Goldes dasselbe in Königswasser zu lösen, zu filtriren, wobei Chlorsilber und Osmirid auf dem Filter bleiben und aus der Goldlösung das Gold durch Eisenchlorür gefällt werden kann.

Die Abscheidung der Platinmetalle (Pt, Pd, Ir, Rh, Ru) vom Golde in der Frankfurter Goldscheideanstalt ist von Opificius[3]) ausführlich beschrieben.

e) Auflösen des mit Schwefelsäure wiederholt ausgekochten Fällgoldes nach Roessler's Methode[4]) in Königswasser in einem Porzellangefässe, Klärenlassen der Flüssigkeit, Fällen des Goldes durch Eisenchlorürlösung und Schmelzen des Fällgoldes mit Borax in einem Tiegel im Gasofen (Frankfurt, Lautenthal).

Dieses rationelle, aber wegen Entstehung von schädlichen Dämpfen, namentlich bei grossen Productionen, belästigende Verfahren liefert Gold von 999.4—999.9 Taus. und dieses namentlich frei von Osmiridium[5]), welches das Gold brüchig macht, da sich dasselbe durch Absetzenlassen im flüssigen Golde nicht genügend abscheiden lässt (spec. Gew. von Au 19.3, von Ir 22.38, von Os Ir 18.9—21.1). Durch wiederholtes Umschmelzen des Bodensatzes mit Silber (spec. Gew. 10.5) und Absetzenlassen lässt sich ein an Osmirid reiches Product erhalten, aus welchem man durch Schwefelsäure das Silber, dann durch Schlämmen das Gold von Osmirid theilweise trennen kann. — Platin[6]), welches schon, in einigen Taus. vorhanden, den Silberrückhalt im Golde erhöht, lässt sich durch Schmelzen mit $^1/_{16}$ Salpeter als Platinoxydkali entfernen, die Schlacken sind aber goldhaltig und können auf trockenem und nassem Wege[7]) weiter behandelt werden (S. 288). Palladium[8]) ist aus Gold mittelst Salpetersäure nach Zusatz von Silber oder nach S. 288 zu scheiden. — Tellur[9]), nach Kleinschmidt im Waschgolde in grauen Körnern zuweilen vorkommend, macht das Gold spröde. Von der Abscheidung des Selens war S. 288 bereits die Rede. — Interessante Mittheilungen über den Einfluss von Verunreinigungen auf die Eigenschaften des Goldes hat Riemsdijk in seiner unten näher erwähnten Abhandlung über das Blicken des Goldes gemacht (S. 400).

f) Die Abscheidung des Goldes durch Elektrolyse[10]) ist das beste Verfahren zur Trennung desselben von den Gliedern der Platingruppe (Iridium u. s. w.) und giebt ohne Entwickelung schädlicher Dämpfe, wie bei dem vorigen Verfahren, Gold mit 999.8—1000 Feingehalt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1880, S. 52. 2) Dingl. 218, 253. 3) Dingl. 224, 414. B. u. h. Ztg. 1877, S. 215. 4) B. u. h. Ztg. 1880, S. 276. 5) Polyt. Centr. 1855, S. 278, 1180. B. u. h. Ztg. 1862, S. 256; 1880, S. 276. Oest. Ztschr. 1857, S. 211. 6) Bgwfr. 12, 38; 13, 177. B. u. h. Ztg. 1847, S. 710, 845. 7) Bgwfr. 13, 185. Kerl, Met. 4, 396. 8) Polyt. Centr. 1853, S. 1127. 9) B. u. h. Ztg. 1868, S. 129. 10) Ebend. 1880, S. 409 (Bock).

Umwandlung des Scheidegoldes in Platten, welche über einer mit dem positiven Pole eines galvanischen Stromes verbundenen Kupferstange in eine Lösung von neutralem Chlorgolde eingehängt werden; Herstellung von sehr dünn ausgewalzten hochfeinen Goldblechen, welche ebenfalls an einem, mit dem negativen Pole verbundenen Kupferstabe in die Flüssigkeit derart eingehängt werden, dass z. B. die 1., 3., 5. u. s. w. Platten von Scheidegold die positiven, die 2., 4., 6. u. s. w. Feingoldbleche die negativen Elektroden ausmachen. Nach in Thätigkeit versetzter elektromagnetischer oder elektrodynamischer Maschine löst sich reines Gold von den Scheidegoldplatten ab und schlägt sich auf den Feingoldblechen nieder, während Iridium, Osmirid u. s. w. als grauschwarzes körniges Pulver zu Boden fallen. Haben die Goldbleche eine entsprechende Dicke erreicht, so werden sie ausgewechselt, abgespült, getrocknet und umgeschmolzen.

Eigenschaften. Reines Gold hat gegossen 19.30—19.33, zusammengepresst 19.33 und aus Lösungen gefällt[1]) 19.5—20.71 spec. Gew., schmilzt schwerer als Kupfer (nach älteren Angaben bei 1200°, nach Becquerell bei 1037°, nach Erhard und Schertel bei 1075°[2]), nach Violle bei 1035° C.) und verflüchtigt sich in hohen Temperaturen.[3]) Beim Erkalten zieht sich gegossenes Gold stark zusammen.

Wird reines oder kupferhaltiges Gold beim Abtreiben auf der Kapelle unter der Muffel überschmolzen und die Probe herausgenommen, so entwickelt, wenn dasselbe bis zu einem gewissen Grade erkaltet ist, das Korn plötzlich ein lebhaftes Licht von hellgrüner Farbe (Blicken oder Strahlen des Goldes[4])), welches bedeutend nachlässt bei weiterem Erkalten und nach dem Erstarren des Kornes verschwindet. Während manche Metalle dem Golde zugesetzt das Blicken nicht verhindern (Kupfer, Silber bei unter 375 Taus., Wismuth, Platin, Palladium), so ist dieses nach Riemsdijk der Fall mit den Platinmetallen (ausser Palladium), namentlich mit Osmiridium, und es zeigt sich ein Korn mit glänzender und unebener Oberfläche. Das Ueberschmelzen hat auch einen wesentlichen Einfluss auf die physikalischen Eigenschaften des Goldes; war dasselbe überschmolzen und hatte geblickt, so zeigt es sich dehnbarer, als nicht überschmolzenes Metall. Nach Hatchett und Bock (S. 398) beeinträchtigen schon $^1/_{1920}$ Wismuth und Blei die Streck- und Dehnbarkeit des Goldes, wenn dasselbe nicht überschmolzen worden; hat dasselbe aber geblickt, so wird der schädliche Einfluss obiger Beimengungen aufgehoben. Da Osmirid ein Ueberschmelzen des Kornes verhindert, so giebt dasselbe ein solches von mangelhafter Dehnbarkeit; es lässt sich aber auch in diesem Falle ein geschmeidiges Metall erhalten, wenn man dasselbe in einer neuen Kapelle abermals zum Schmelzen bringt und auf die flüssige Masse etwa 10 Proc. ihres Gewichtes Kupferchlorid wirft. Dadurch werden die die Ductilität des nicht strahlenden Metalles hindernden Stoffe (Blei und Wismuth) als Chloride entfernt und man erhält nach dem Erkalten ein völlig geschmeidiges Korn.

Verfahren. 4) Silberabscheidung aus dem Silbervitriole. Auflösen des Silbervitrioles in Wasser in einer bleiernen, auf einer Eisenplatte stehenden und von unten geheizten Pfanne (Oker) oder vortheilhafter in einem mit Blei ausgekleideten Holzkasten von etwa 1 m Höhe, 1 m Breite und 1.5 m Länge unter Dampfzuführung[5]) (Frankfurt, München, Freiberg u. s. w.) bei stetem Rühren mit Holzspateln (1 Thl. Sulfat löst sich in 88 Thln. kochendem Wasser, in 180 Thln. kaltem Wasser, 180 Thln. kalter Schwefelsäure von 10° B., 30 Thln. siedender Säure von 10° B., 20 Thln. siedender Säure von 20° B., 4 Thln. kalter Säure von 66° B. und $^1/_4$ Thl. kochender Säure von 66° B.); Einhängen von Kupferblechen (neuerdings auch Fällen mit Eisen oder Eisenvitriol, s. unten) in die auf etwa 70° C. erhitzte Lösung von 25—28° B., bis (nach etwa $1^1/_2$ St.) Kochsalz keine Silberreaction mehr giebt (100 Thle.

---

1) Pogg. Ann. 73, 1; 74, 403. Dingl. 158, 418. 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 126. 3) Kerl, Met. 1, 97. 4) B. u. h. Ztg. 1880, S. 247, 275 (Riemsdijk). 5) Bgwfr. 12, 3, 41.

Silber bedürfen der Berechnung nach zum Fällen 29 Thle. Kupfer, und es entstehen 115 Thle. krystallisirter Kupfervitriol); Wegnehmen und Reinigen der Kupferstreifen, Klärenlassen einige Stunden und Abziehen der sauren Kupfervitriollauge mittelst Hebers in ein Reservoir.

Rössler[1]) wendet zum Fällen des Silbers (Frankfurt, Lautenthal) Schmiedeeisen an, welchem Verfahren entgegen zu stehen scheinen: Verluste durch Wasserstoffentwickelung, Mitausfällen von Kupfer und Verunreinigung des Ag durch Si, P u. s. w. Diese Uebelstände werden aber dadurch vermieden, dass man das schwefelsaure Silber unter Zusatz von etwas Wasser auskrystallisiren lässt, nach dem Klären die saure Flüssigkeit abzieht und wieder zum Granalienlösen mitbenutzt, den von Säure möglichst befreiten Silbersulfatschlamm in einen bleiausgeschlagenen Holzkasten überschöpft, Wasser hinzugiesst und nach und nach unter Umrühren Eisenschnitzel (am besten ausgestanzte feine Knopfbleche) einrührt oder die krystallinische Masse damit schichtet, wobei sich unter starker Wärmeentwickelung Silber ausscheidet. Bei vorsichtigem Eisenzusatze kann man alles Silber fällen und Kupfer in Lösung erhalten; ein Ueberschuss von Eisen kann durch Zusatz von Kupfervitriollösung weggelöst werden, wo dann aber das Kupfer beim Silber bleibt. Vortheile des Eisens vor Kupfer: Ersparung an Säure, da die Mutterlauge von den Silbervitriolkrystallen wieder zum Lösen von Granalien dient; Vermeidung einer Kupfervitriolproduction, welche nicht immer gut verwerthbar ist, und Ersparung an Dampf, da sich die Masse von selbst stark erhitzt; Möglichkeit, grosse Mengen Legirung in einem verhältnissmässig kleinen Raume zu behandeln. Die bei Anwendung von Knopfblechen entstehenden geringen Verunreinigungen gehen beim Schmelzen des Silbers in die Schlacke. Durch Eisen gefälltes Silber kann wegen Absorption und Entlassung von schwefliger Säure beim Abkühlen (von basischen Eisensalzen herrührend) spritzen, wenn man die basischen Salze nicht vor dem Schmelzen des getrockneten Fällsilbers durch Glühen für sich oder mit Kohle zerlegt. Auch ist die Entwickelung von schwefliger Säure aus Legirungen von Cu und Au, wenn schwefelhaltige Cokes zum Schmelzen angewandt worden, beobachtet.

Absieben des Cementsilbers von Kupferstücken, Auslaugen mit kochendem Wasser in einem Holzfasse mit durchlöchertem Doppelboden (Freiberg) oder in in einander gesetzten Blei- oder Kupfersieben mit dazwischen gelegtem Filtrirpapiere (Oker), bis Chlorbarium, Ammoniak oder Blutlaugensalz keine Reaction mehr geben; Pressen des Fällsilbers in Leinwand unter einer Schraubenpresse (Oker) oder einer hydraulischen Presse[2]) (Freiberg, Lautenthal, Frankfurt), wobei am bequemsten der gepresste Kuchen frei aus der Form geschoben wird (Freiberg), Trocknen der Kuchen weniger zweckmässig auf einer erhitzten Eisenplatte (früher Oker) oder in einem Flammofen mit eiserner Herdplatte (Wien), als in einer mit Dampfheizung versehenen Kammer (Frankfurt) oder Glühen (30—40 kg) in einem eisernen, über einer Feuerung liegenden Cylinder (Freiberg); Schmelzen des Silbers in Thon- oder Graphittiegeln bei directer Flammen- oder Gasfeuerung oder in gusseisernen[3]), seltener schmiedeeisernen[4]), leicht aufblätternden Tiegeln mit oder ohne Salpeter zur Entfernung von Kupfer, Blei, Platin u. s. w., Ausschöpfen des von Schlacke befreiten Metalles in erwärmte, mit Lehmwasser oder Talg ausgestrichene oder mit Gestübbe ausgeschlagene eiserne Pfännchen, welche nach dem Gusse mit Deckeln versehen werden.

Bei gut geleiteter Scheidung übersteigt der Silberverlust nicht 0.1 Proc. des in der Legirung enthaltenen Silbers.

---

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 331, 332; 1879, S. 240. Ann. d. Chem. 1876, S. 240. 2) B. u. h. Ztg. 1879, Taf. 7, Fig. 33. 3) Ebend. 1843, S. 406. 4) Ebend. 1853, S. 455; 1864, S. 274.

Producte.

Als Producte erfolgen:

a) Feinsilber mit 998—999 Taus. Silber; zuweilen mit Pt, Pd und Se (S. 288);

b) saure Kupfervitriollauge von 25—28° B., welche entweder mit Kupferoxyd, z. B. Kupferglühspan, gesättigt und auf Kupfervitriol versotten (Oker) oder direct auf Kupfervitriol bis 40—42° B. eingedampft und die saure Mutterlauge von der Krystallisation in einer Bleipfanne, einem Platin- oder gusseisernen Kessel mit Bleihut concentrirt (Wien) und zum Lösen von Granalien benutzt wird.

Zur Umgehung der Kupfervitriolbildung fällt Gutzkow[1]) das Silber aus der erhitzten Sulfatlösung durch eine concentrirte heisse Eisenvitriollösung (San Francisco Assaying and Refining Works).

c) Waschwasser vom Fällsilberaussüssen, zum Verdünnen der frischen Laugen im Silberfällgefässe verwandt.

d) Krätzen, und zwar Schlacken vom Silberschmelzen, nach der Zerkleinerung und dem Ausklauben von Silberkörnern zum Schmelzen mit Potasche, Abtreiben des Königs und Zusatz beim Silberschmelzen; Tiegelkrätzen und Schlacken vom Silberschlackenschmelzen zum Schmelzen mit Borax und Salpeter oder mit Bleiglätte und Glas, dann Abtreiben des Regulus.

Silberhaltige Bruchstücke gusseiserner Schmelztiegel[2]) werden nach Javorski mit verdünnter Schwefelsäure behandelt und neben Eisenvitriol Rückstände von Silber, Kupfer, Graphit, Eisenoxyd, geringen Mengen Schwefel und Phosphor u. s. w. erhalten, aus denen man grössere Silberstückchen ausklaubt, das Uebrige siebt, amalgamirt und den Amalgamirrückstand an die Schmelzhütte abgiebt. — Weniger empfiehlt es sich, die Bruchstücke in eine Kupfervitriollösung zu legen, wobei sich das Eisen löst, Silber und Fällkupfer aber zurückbleiben.

Beispiele.

1) Scheidung in gusseisernen Kesseln.

a) Fällung des Silbers durch Kupfer.

Freiberg.

Freiberg.[3]) Granuliren des in Graphittiegeln eingeschmolzenen goldhaltigen Silbers mit 0.25—0.3 Proc. Au, Auflösen von 400—500 kg Granalien in gusseisernen Kesseln (S. 396) mit gleicher bis doppelter Menge Schwefelsäure während 8—12 St. (anfangs Zusatz von 300 kg Säure, dann allmählich unter stetem Umrühren mit einer sich rasch abnutzenden eisernen Rührstange durch eine Oeffnung im kupfernen Deckel Nachgiessen von Säure, im Ganzen 800—1000 kg), 10—12stündiges Klären und Abkühlen, Ueberschöpfen der Lauge mit kupfernen Löffeln in kupferne Töpfe, Ausschütten ihres Inhaltes in einen mit etwas erwärmtem Wasser versehenen, mit Blei ausgekleideten Holzkasten von 1.57 m Länge, 1.26 m Breite und 1.2 m Tiefe, Erhitzen durch Dampf auf 70° C., Einbringen von Kupfer (alte Schiffsbleche in Stücken von etwa 31 cm im Quadrat), stetes Umrühren mit hölzernem Spatel, bis Kochsalz keine Silberreaction mehr giebt, Abstellen des Dampfes, 3 St. Klären, Abhebern der Kupfervitriollauge in ein zweites Klärgefäss, dann in ein Druckgefäss behufs Transportes in die Abdampfpfannen; Abschippen noch über dem Fällsilber stehender Lauge, Schieben der Kupferplatten in eine Ecke, Zusammenkratzen des Silbers mit kleinen Kupferkratzen. Drücken desselben durch ein Sieb zur Zurückhaltung von Kupfertheilen, Auswaschen desselben mit kochendem Wasser in einem bleiausgeschlagenen Holzfasse von 1.57 m Durchmesser mit durchlöchertem Losboden, darüber Leinen, dann wieder durchlöchertes Holzbrett, Auslaugen bis mit Ammoniak oder Chlorbarium keine Reactionen mehr erfolgen, Benutzung der Waschwasser zum Verdünnen der Silbersulfatlösung. Pressen des Fällsilbers mittelst hydraulischer Presse zu Kuchen von etwa 78 mm Durchmesser, Trocknen und Glühen derselben in eisernen Retorten unter öfterem Rühren (30—40 kg in Retorten von etwa 1 m Länge und 235 mm Weite), Schmelzen

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 88; 1877, S. 284; 1880, S. 155. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 479. Wagn. Jahresber. 1878, S. 177. 2) Oest. Ztschr. 1875, Nr. 29. 3) Ann. d. min. 1875, T. 7, p. 339. B. u. h. Ztg. 1871, S. 247.

im Graphittiegel von 940 mm Höhe und 470 mm oberer Weite in einem Windofen von 942 mm im Quadrat und 942 mm Tiefe, indem der Tiegel kalt eingestellt und bei Cokesfeuerung unter wiederholtem Nachsetzen von Silber erhitzt wird, Abziehen der Schlacke, Aufstreuen von etwas Glaspulver, Abnehmen der Schlacke mit durchlöcherter Kelle nach Eintritt des Spiegelns und wenn eine Granalienprobe 999 Taus. Feine zeigt, Ausgiessen in gusseiserne, mit Talg oder Oel ausgestrichene Pfännchen von 314 mm Länge, 52 mm Breite und 78.5 mm Höhe. — Auskochen des Goldes von 2—3 Chargen mit Wasser in einem mit Blei ausgeschlagenen Kasten (Staubgoldpfanne) unter Einleiten von Dampf, mehrere Stunden klären lassen, Abhebern der Lauge (in die Silberfällgefässe), mehrmalige Wiederholung des Auswaschens, zweimaliges Kochen des Rückstandes, 100 kg mit 100 kg concentrirter Schwefelsäure, in einem gusseisernen Kessel von 940 mm Tiefe und Weite, Auswaschen des Goldes in einem Porzellangefässe von 470 mm Höhe und 314 mm Durchmesser mit Wasser, bis Chlornatrium keine Silberreaction mehr giebt, Trocknen des Goldes auf einer Graphitscheibe von 628 mm Durchmesser und 26 mm Dicke (S. 398) auf einer Ofenecke, allmähliches Schmelzen von 2 kg Gold mit 4 kg saurem schwefelsaurem Natron in gusseisernen Tiegeln von 470 mm Höhe, 262 mm oberem Durchmesser und 13 mm Wandstärke, mit Cokes bei aufgesetztem Deckel und Blechschornstein im Windofen; nach ruhigem Flusse, wenn keine schwefelsauren Dämpfe mehr entweichen, Ausheben des Tiegels nach 2—3 St., Umstülpen desselben auf eine Blechplatte, Behandeln der erkalteten gelbgrünen oder bräunlichen Masse in Porzellangefässen mit heissem Wasser (Waschwasser davon in die Staubpfanne), Trocknen des Goldes auf der Graphitscheibe, langsames Erhitzen (5—6 St.) mit $^1/_2$—$^1/_3$ Proc. Salpeter im Schmelztiegel, bis keine Dämpfe mehr entweichen, dann stärkeres Feuern bis zum Schmelzen (Zeitdauer 5—6 St. bei 3 bis 4 kg Goldeinsatz); Abschlagen der Schlacke nach dem Erkalten des Tiegels, Umschmelzen des Königs im Graphittiegel, $^1/_2$ St. im Fluss zu erhalten, dann Eingiessen in eiserne Formen zu Barren von 994 Taus. Feingehalt. Umschmelzen der platinhaltigen Schlacke mit Glätte und Kohle, Abtreiben des erfolgenden Bleies unter der Muffel, Lösen des zurückbleibenden Platins in Königswasser u. s. w. Jährlicher Erfolg etwa 45 000 kg Ag, 250—260 kg Au und 0.25 kg Pt in Freiberg.


Fig. 198.



Aehnliche Methoden sind in Frankfurt[1]), Petersburg[2]), Kremnitz[3]), Paris[4]) (Poizat), Augsburg[5]), Wien, Emser Hütte u. a. in Anwendung.

Fig. 198. *A* Gerüst. *a* eiserner Cylinder, 248 mm hoch und 196 mm weit, mit carrirtem und durchlöchertem Losboden *B*, auf welchen das in Leinewandlappen geschlagene Fällsilber gethan wird. *c* Holzconus mit aufgelegten Brettern *d*, gegen welche die Schraube *e* durch Einstecken eines Pressbengels in die Oeffnung *b* gepresst wird. *f* Röhrchen zum Abflusse der ausgepressten Flüssigkeit.

b) Fällung des Silbers durch Eisen (S. 401).

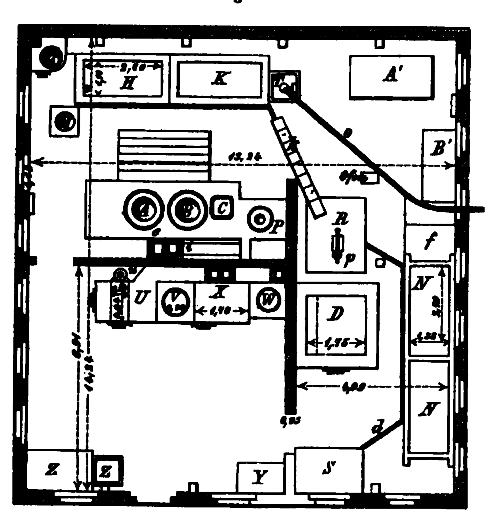

Lautenthal.

Lautenthal (Oberharz).[6]) Lösen von 200 kg Granalien mit 400 kg Schwefelsäure in Eisenkesseln *A* (Fig. 199) von 84 cm Weite und Tiefe, Ausschöpfen des Silbersulfates in einen Bleikasten, Abgiessen aus demselben in einen neben dem Lösekessel stehenden Gusseisenkessel *B*, Versetzen mit kaltem Wasser bis zum Sinken der Temperatur auf 76° C., wobei innerhalb 2 St. das Silbersulfat sich fast vollständig als gelber käsiger Schlamm abscheidet; Abfüllen der geklärten Flüssigkeit in den Bleikasten *C* behufs Wiederverwendung zum Granalienlösen. Ueberfüllen des Silbersulfatschlammes in einen bleiausgeschlagenen Holzkasten *H*, Eingiessen von Wasser, portionenweises Hinzufügen von Eisen

1) Bgwfr. 12, 41. Percy, Silver and Gold 1880. 1, 458. 2) Oest. Ztschr. 1857, S. 205. 3) Erdm. J. 9, 73. 4) Karmarsch u. Heeren techn. Wörterbuch 1, 942. 5) Polyt. Centr. 1861, S. 1655. B. u. h. Ztg. 1862, S. 262. 6) B. u. h. Ztg. 1876, S. 332; 1879, S. 239.

(ausgestanztes Iserlohner Knopfblech) unter jedesmaligem Umrühren, Beobachten des Umsatzes mittelst Kochsalzreaction, vorsichtiger Eisenzusatz beim Herannahen des Endes der Reaction (nach 2—3 St.), nöthigenfalls Wegnahme eines Eisenüberschusses durch etwas Kupfervitriol, Zusammenziehen des Silberschlammes nach der etwas höher liegenden Seite des geneigten Bodens, Ableiten der Eisenvitriollauge durch ein Leinwandfilter, Auslaugen des Fällsilbers in einem mit Leinewand versehenen Filtrirkessel *M*, bis Lakmus und Blutlaugensalz keine Reaction mehr geben, Pressen des Silbers in einer hydraulischen Presse *Y*, Zerschlagen der Silberkuchen, Erhitzen derselben in einer Retorte *U*, an ihrem einen Ende mit dem Blechschornsteine *u* in Verbindung, Schmelzen des Silbers mit Salpeter im Windofen *V* in 200—250 kg fassenden Thontiegeln und Ausgiessen in auf Platte *X* stehende Formen; Abführen der eisenhaltigen Laugen mit noch suspendirtem Silber durch ein mit Scheidewänden versehenes, Kornblei enthaltendes Gerinne *k* in das Bassin *R*, Emporheben der klaren Lauge mittelst Injectors *p* in die bleierne Eindampfpfanne *D*, Eindampfen derselben bei Eisenzusatz, Ueberfüllen in mit Blei ausgeschlagene Krystallisirkästen *N* für Eisenvitriol, welcher in *S* aufbewahrt wird, wobei die Mutterlauge durch Gerinne *d* ins Bassin *R* zurückfliesst. *f* Raum zur Aufbewahrung des in der Pfanne *D* und den Krystallisirgefässen *N* sich anhäufenden Schlammes (zum Erzschmelzen). — Auskochen des Goldes von 4 Chargen (6.5—7 kg) im Gusseisenkessel *A* mit concentrirter Schwefelsäure, Ausschöpfen des Inhaltes in den Bleikasten T, Zuführung von etwas Wasser und Dampf durch *o* zur Lösung der Sulfate, Abhebern der Laugen in Porzellanschalen, nach Absatz der Goldtheilchen in den Bottich *K*, nochmaliges Kochen des Goldes mit Schwefelsäure in einem kleineren gusseisernen Kessel *P*, Auswaschen wie vorher, Lösen des Goldes von 920 Taus. Feine in einem bauchigen Porzellankruge von 270 mm Höhe und 185 mm Weite oben an der engsten Stelle in Königswasser, Abhebern der Goldlösung vom Chlorsilber in einen Porzellaneimer, Absetzenlassen, Abhebern, Fällung des Goldes mit Eisenvitriol, wo dann die Reaction beendigt ist, wenn der Ueberschuss von Eisensulfat eine mit lebhafter Gasentwickelung verbundene Zersetzung der Salpetersäure bewirkt, Klärenlassen der Flüssigkeit, Auswaschen des Goldes, bis Ammoniak keine Eisenreaction mehr giebt, Schmelzen des Goldes im Windofen *W* im hessischen Tiegel mit Potasche und Mehl zu kleinen, etwa 1.5 kg schweren Stücken, von denen 3 zusammen im Graphittiegel geschmolzen und in angewärmte, mit Oel ausgestrichene Formen gegossen werden. *Z* und *z* Kästen zur Aufbewahrung von Tiegelkrätzen u. s. w. *Q* Wasserkessel. Chlorsilber nochmals mit Königswasser gekocht, durch Eisen und Schwefelsäure zerlegt und das abgeschiedene Silber im Lösekessel *A* mit zugesetzt. *A'* Sandbad. *B'* Arbeitstisch.

Fig. 199.



c) Fällung des Silbers durch Eisenvitriol (S. 402).

Californien. San Francisco (S. 402). Zusammenschmelzen des silberarmen Rohgoldes mit so viel Ag, dass ein Verhältniss von 3 Thln. Ag auf 1 Thl. Au erfolgt, Lösen der Granalien in Schwefelsäure, Ueberschöpfen der Lösung in ein Gefäss mit 58grädiger Schwefelsäure, auf 110° C. erhitzt bei hermetisch geschlossenem erwärmtem Gefässe, Klären, Abziehen der klaren Lösung mittelst Hebers in ein eisernes, von Kühlwasser umgebenes Gefäss behufs der Krystallisation, Transport des Silbersulfates in einen mit Blei ausgekleideten Kasten mit doppeltem Boden, Uebergiessen der Krystalle mit einer heissen gesättigten Lösung von schwefelsaurem Eisenoxydul, wobei zunächst das Kupfer aufgelöst, dann das Silbersalz zu Metall reducirt wird und sich die eisen-

oxydreiche Lösung braun färbt; Beendigung des Processes, wenn die Lösung wieder eine grüne Farbe zeigt, wo dann, aber auch schon vorher, sorgfältig gerührt werden muss (4—5 St.); auf jedes kg Silbersulfat sind 11.5 l Eisensalzlösung erforderlich; Einschichten des Fällsilbers in einem auf Rädern ruhenden Kasten mit Losboden in abwechselnden Lagen mit Kupferplatten und Füllen des Kastens mit heissem Wasser, welches, 12 Stunden darin stehend, etwa ungelöstes Silbersulfat auszieht, aus welchem dann durch die Kupferplatten das Silber gefällt wird; Ablassen der Lösung, Aussüssen des Silbers auf einem Drillichfilter, Trocknen, Pressen, Glühen und Schmelzen auf Silber von 998 Taus. Feine. — Kochen des Goldes 1½—2 St. mit frischer Säure, Ausfüllen desselben mit einem durchlöcherten Löffel, Waschen desselben in einem auf Rädern ruhenden Gefässe mit Losboden mit heisser Säure etwa 10 Min. lang, Auswaschen auf einem hölzernen Filter mit heissem Wasser, Pressen, Trocknen und Schmelzen auf Gold von 990—994 Taus. Feine. Die Eisenvitriollauge wird mit Eisen zur Fällung von Kupfer und etwa Silber, sowie zur Reduction von Eisenoxyd erhitzt und das Eisenoxydulsulfat wieder theilweise zum Silberfällen angewandt.

2) Scheidung in Porzellangefässen.

Oker.[1]) Einschmelzen von 35—40 kg Brandsilber, aus Blicksilber (S. 290) mit durchschnittlich 95 Proc. Ag und ½ Proc. Au (S. 370) erfolgt, Granuliren (S. 395), Lösen von 6.25 kg Granalien in jedem Porzellangefässe (S. 397) mit 14 kg concentrirter Schwefelsäure während 6 St., nach 2 St. Nachspülen der Wände mit verdünnter Schwefelsäure bei fortgesetzter Feuerung, noch einstündiges Heizen, Absetzenlassen des Goldes während 5 St., Abgiessen der Silbervitriollösung in eine transportable Bleipfanne, zweimaliges Auskochen des Goldstaubes von mehreren Chargen in einem Porzellangefässe mit Schwefelsäure, Aussüssen, Trocknen in einer Porzellanschale, Schmelzen, wenn sich 5 kg angesammelt haben, im Graphittiegel mit etwas Borax und Ausgiessen in eine erwärmte, mit Wachs ausgestrichene Gusseisenform zu Barren von durchschnittlich 985 Taus. Feingehalt; Auflösen des Silbervitrioles in einer auf einer Eisenplatte stehenden Bleipfanne von 1.778 m Länge, 0.785 m Breite und 0.471 m Tiefe in heissem Wasser bis zur Concentration von 25° B., Ausfällen des Silbers durch Kupferblech (30 Proc. vom Ag) während 6—7 St., Abhebern der Kupfervitriollauge nach 18stündigem Klären und Versieden derselben nach Sättigung mit Kupferasche, Aussüssen des Fällsilbers in Kupfersieben (S. 401), Pressen mit etwas Salpeter zwischen Leinewand in einer mit Handschwengel bewegten Schraubenpresse (Fig. 198), Ausheben des Kuchens aus dem Presscylinder (die Freiberger Presse liefert den Kuchen gleich freistehend), Trocknen, Schmelzen in Graphittiegeln in Quantitäten von 37.5 kg mit etwas Natronsalpeter, Ausgiessen in zu bedeckende Formen. Oker.

V. PLATIN.

141. Platinerze.[2]) Das Platin findet sich nur gediegen, und zwar in Verbindung mit den sogenannten Platinmetallen (Palladium, Rhodium, Osmium, Ruthenium), sowie mit Eisen und Kupfer im Seifengebirge (Platinseife) in Gestalt von Körnern, feinen Blätt- Vorkommen.

1) Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1861, S. 185. Anhang S. 21. B. u. h. Ztg. 1860, S. 44. Preuss. Ztschr. Bd. 25, Taf. 5. 2) Kerl, Met. 4, 421. Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl., 5, 1143. Kerl, Repertorium der techn. Literatur, Art. Platin. Zerrenner, Anleitung z. Gold-, Platin- u. Diamantwaschen, Leipzig 1851. B. u. h. Ztg. 1876, S. 88 (Mexico); 1880, S. 340 (Ural). Ann. d. min. 1876, livr. 1, p. 123. Grothe's polyt. Ztschr. 1876, Nr. 26. Wagn. Jahresber. 1877, S. 116 (Analysen).

chen oder Sand, seltener in grösseren Klumpen, und zwar im Gemenge mit Gold, Osmiridium, Titan-, Chrom- und Magneteisenstein, Zirkon, Spinell, Serpentin, Quarz u. s. w. (Brasilien, Mexico, Peru, Columbien, Californien, Carolina, Haiti, Borneo, Ural); in geringen Mengen in vielen Hüttensilbern (S. 288), im Golde (im Kongsberger Golde bis 5.5 Proc.), manchen Mineralien u. s. w.

Während im Seifengebirge eisenschüssiger Quarz-, Braun- oder Magneteisenstein auf Gold schliessen lassen, so Serpentin und Chromeisenstein auf Platin. Fast $^{19}/_{20}$ der gesammten russischen Platinproduction (2006 kg pro Jahr) liefern die Wäschereien von Nischne Tagilsk am westlichen Abhange des Urals und leitet Aubel[1]) die Bildung des Platins daselbst aus Schwefelkies her. Die mit hohen Kosten verbundene Prägung von Platinmünzen in Russland (seit 1828) ist in Folge des herabgegangenen Handelswerthes des Metalles seit 1845 eingestellt. Seit dem Aufhören der Platinmünzen steht die russische Production ziemlich still und beträgt jährlich etwa 2000 kg. Werth des Platins etwa $^{1}/_{3}$ des Goldes und das Fünffache vom Silberwerthe.

Aufbereitung der Platinseifen.

Der Platinsand wird in ähnlicher Weise wie Goldsand oder mit demselben verwaschen, das Concentrirte beim Zusammenvorkommen mit Gold (Tagilsk[2])) in eine goldärmere und goldreichere Sorte getrennt, wobei man grössere Platin- und Goldstücke ausklaubt, ein Quantum von 5—13 kg in einer Schale von Holz, Eisen oder Porzellan mit Quecksilber zusammengerieben, das Goldamalgam in einen Beutel abgegossen, das durchgelaufene Quecksilber wieder in die Schale gebracht und diese Operation bei goldreichen Geschicken 3—4 mal, bei goldärmeren weniger wiederholt, bis kein Gold im Rückstande mehr zu entdecken ist. Dieser geht, nachdem wohl noch Magneteisenstein mit einem Magnete ausgezogen, unter dem Namen Rohplatin mit bis 75 Proc. Platin, z. B. von Russland meist nach England und Frankreich (à kg zu etwa 606 M.), in den Handel.

Zusammensetzung des Rohplatins.

Solches Rohplatin[3]) kann als Beimengungen enthalten: Legirungen von Platin, Iridium, Rhodium, Palladium ohne Osmium; Osmirid theils in glänzenden, selten mit Krystallflächen versehenen Platten, theils in kleinen Körnern mit Höhlungen, theils in kleinen graphitähnlichen, leicht abzusiebenden Blättchen; metallisches Eisen, Kupfer, Gold und Silber; Sand aus Quarz, Zirkon, Chromeisen, Titaneisen u. s. w. Ein russisches Rohplatin enthielt z. B. nach Deville 76.4 Platin, 4.3 Iridium, 0.3 Rhodium, 1.4 Palladium, 0.4 Gold, 4.1 Kupfer, 11.7 Eisen, 0.5 Osmirid und 1.4 Sand.

Methoden.

142. Platingewinnungsmethoden.[4]) Während man früher das Platin stets auf nassem Wege in Schwammform abschied und den Schwamm durch Pressen und Schweissen weiter verarbeitete, so haben neuerdings Deville und Debray die Gewinnung des Platins auf trockenem Wege durch Schmelzen kennen gelehrt. Durch Combination beider Methoden lässt sich ein sehr reines Metall darstellen.

Petersburger Verfahren.

1) Nasser Weg. Das ältere Verfahren in der Petersburger Münze war folgendes: Zerkleinern des Erzes im eisernen Mörser, Sieben, Erhitzen von 5 kg in geräumigen Porzellanschalen auf dem Sandbade mit 8 kg Königswasser (3 Thle. Salzsäure von 22° B. und 1 Thl. Salpetersäure von 40° B.), Ausgiessen des Ganzen in Glas-

1) B. u. h. Ztg. 1868, S. 392. 2) Ebend. 1871, S. 361. 3) Analysen in Muspratt's techn. Chem. 3. Aufl. 5, 1162. 4) Muspratt's techn. Chem. 3. Aufl. 5, 1163. R. Wagner, techn. Studien 1868, S. 52. Hofmann, Ber. über die Entwickelung der chem. Industr. 1875. 992 (Philipp).

gefässe, Abgiessen der Flüssigkeit nach dem Klären und wiederholte Behandlung des Rückstandes mit Säure, so lange sich die Flüssigkeit noch gelb färbt.

Beim Behandeln des Platinerzes mit Königswasser werden aufgelöst: vorwaltend Platin mit Rhodium, Iridium, Palladium, Kupfer, Eisen, etwas Osmium und sehr wenig Ruthenium; der ungelöste Theil enthält vorwaltend Osmirid mit Rhodium, Ruthenium, sowie geringe Mengen Palladium, Iridium, Rhodium und Platin. Diese Platinrückstände benutzt man zur Darstellung der Platinmetalle.[1]) Dullo[2]) löst das Erz in Königswasser unter Druck und Wagner[3]) empfiehlt statt Königswassers ein Gemisch von Brom oder Bromwasserstoffsäure mit Salpetersäure der rascheren Wirkung wegen. Trägt man in 4—5 Thle. geschmolzenes Zink 1 Thl. Platinerz ein, setzt das Ganze einer etwa $^1/_2$stündigen heftigen Hitze aus und behandelt die spröde gepulverte Masse mit verdünnter Schwefelsäure, so bleibt ein Rückstand, welcher sich in weniger Königswasser, als direct löst. Wird eine Legirung von Rhodium, Iridium oder Ruthenium und Zink mit Salzsäure behandelt, so bleibt ein Rückstand, welcher noch 20 Proc. Zink enthält. Während sich Iridium und Ruthenium mit Blei nicht legiren, so ist dieses mit Platin nud Rhodium der Fall. Bei stark überschüssigem Blei ist die Legirung leicht schmelzbar, die Platinlegirung hinterlässt, mit verdünnter Salpetersäure behandelt, ein feines Pulver mit 11 Proc. Blei und ist in Königswasser leicht löslich.[4])

Zusatz von Salmiak und Ammoniak zur schwach sauer bleibenden Lösung, Abgiessen der iridiumreichen Flüssigkeit vom iridhaltigen gelben Platinsalmiak, Auswaschen desselben mit kaltem Wasser, Trocknen, Glühen in Platinschalen, Zerreiben des erfolgenden Platinschwammes, Sieben, Zusammenpressen in einer Eisenform mittelst Schrauben-, hydraulischer oder Kniehebelpresse, am besten einer Wurfmaschine, Erhitzen der Barren oder Cylinder und schnelles Schweissen bei Weissgluth durch kräftige Hammerschläge. — Eindampfen der Mutterlauge vom gefällten Platinsalmiak zur Abscheidung von platinhaltigem Iridsalmiak, Glühen desselben zur Erzielung nutzbarer Legirungen von Platin und Iridium.

Platin für Legirungen. Entfernung v. Iridium.

Solche Legirungen, z. B. mit 10—15 Proc. Iridium und bis 30 Proc. Rhodium, machen das Platin härter und widerstandsfähiger gegen den Angriff von chemischen Agentien, ohne sich viel schwieriger bearbeiten zu lassen. Eine solche Legirung aus 10 Ir und 90 Pt, im hierunter erwähnten Kalkofen mit Leuchtgas und Sauerstoff im Gewichte von 110 kg geschmolzen, ist zu Normal-Metermaassstäben[5]) benutzt. — Einen Iridiumgehalt entfernt man aus dem Platin durch Digestion des Schwammes mit verdünntem Königswasser, welches das Iridium ungelöst lässt, oder nach Döbereiner[6]) durch Versetzen der auf 35° B. verdünnten Lösung bei Lichtausschluss mit Kalkmilch bis zur schwach sauren Reaction, wobei die Oxyde des Iridiums, Rhodiums, Eisens, Kupfers und eines Theiles Palladiums niedergeschlagen werden sollen, während Calcium-Platinchlorid mit wenig Palladium und Spuren anderer Platinmetalle in Lösung bleibt. Nach Claus und Schneider[7]) schlägt Kalkmilch aber auch einige Procent Platin mit nieder. Das von Letzterem angegebene Verfahren der Platinabscheidung beruht darauf, Platin aus der Königswasserlösung durch Salmiak zu fällen, aus dem Filtrate durch Zink die anwesenden Metalle niederzuschlagen, diese mit Salpetersäure zu behandeln, wodurch nur Palladium und Kupfer in Lösung gehen, die durch einen Ueberschuss von Säure durch Abdampfen befreite Lösung mit Quecksilber zu schütteln und das gebildete Palladiumamalgam zu glühen behufs Darstellung von Palladium. Nach Wilm[8]) ist aber diese Methode nicht scharf, die Salpetersäure löst aus den mit Zink gefällten Metallen auch noch andere Metalle, die beim Schütteln der Lösung ins Palladiumamalgam gehen, und letzteres giebt beim Destil-

---

1) Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl. 5, 1159. Erdm. J. f. ökon. u. techn. Chem. 14, 319. Pogg. Ann. 33, 99; 40, 209. 2) Journ. f. pr. Chem. 78, 369. 3) Dingl. 218, 254. 4) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1880, S. 1354. 5) B. u. h. Ztg. 1880, S. 29. Wagn. Jahresber. 1861, S. 101; 1874, S. 178. 6) Erdm. J. 32, 484. 7) Dingl. 190, 118. Fresen. Ztschr. 1868, S. 182. 8) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1880, S. 1198.

liren und nachherigen Glühen das Quecksilber nicht vollständig ab. Von der Platingewinnung in Goldscheidungsanstalten war bereits (S. 394, 399) die Rede.

Deville's Verfahren. 2) Trockener Weg nach Deville und Debray[1]). Derselbe ist zwar einfacher und billiger als der nasse Weg, liefert aber kein reines Platin, sondern Legirungen desselben mit Iridium und Rhodium, welche noch keine allgemeinere Anwendung gefunden haben. Auch die Schmelzung grösserer Massen Platin zu einem homogenen Ganzen ist schwierig, weshalb dieses Verfahren den nassen Weg nicht hat verdrängen können. Folgende Modificationen gestattet der trockene Weg:

Modificationen. Verbleiung. a) Verbleiung der Erze. Zusammenschmelzen eines Gemenges von 100 kg Platinerz mit gleicher Menge Bleiglanz in einem Flammofen mit Mergelherdsohle von 1 m Länge, 0.5 m Breite und 0.15 m Tiefe bei stetem Umrühren unter Bildung einer Bleiplatinlegirung und eines bleiischen Leches, Zusatz von 200 kg Glätte bei gesteigerter Temperatur zur Oxydation des Schwefels im Leche, Setzenlassen der Massen, Ablassen der Schlacke, Ausschöpfen der Platinlegirung mit eisernem Löffel von zu Boden gegangenem Osmiridium, welches mit einer neuen Beschickung wieder verarbeitet wird, bis sich das letztere hinreichend angereichert hat, worauf beim Ausgiessen auf eine schiefe Ebene Osmirid zurückbleibt und Platinbleilegirung abfliesst; Abtreiben der letzteren, wobei sich aber das Blei nicht vollständig entfernen lässt; Schmelzen des bleihaltigen Platins im Kalkofen in einer Sauerstoff- und Leuchtgasflamme (Fig. 200, 201), wobei ein Theil der im Blei vorhandenen Stoffe verdampft (Schwefel, Phosphor, Arsen, Gold, Palladium, Osmium, Silber, der grössere

Fig. 200.

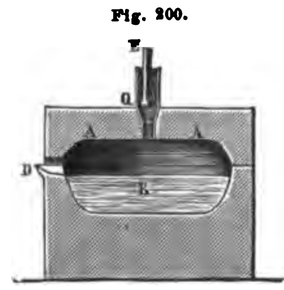


Fig. 201.



A ausgehöhlter gebrannter Kalk zur Aufnahme des Platins *B*, mit Röhre *Q* für das Gebläse *E*, ein Platinrohr mit durchlöchertem Knopfe, in welchen aus gesonderten Leitungen Sauerstoff und in *Q* Leuchtgas eintreten. *D* Ausguss. *K* Hülle von Eisenblech für die Kalkstücke, mittelst Handhabe *S* an der Axe *L* behufs des Ausgiessens zu kippen.

---

[1]) Dingl. 154, 130.

Theil des **Kupfers**), ein anderer Theil vom Kalke verschlackt wird (**Eisen** und theilweise **Kupfer**), während **Rhodium** und **Iridium** beim Platin bleiben, welche entweder auf nassem Wege abgeschieden werden müssen oder damit nutzbare Legirungen geben; Ausgiessen der gereinigten Metallmasse bei abgenommenem Deckgewölbe in Formen von Schmiedeeisen, mit Platinblech ausgefüttert, oder von mit Graphit ausgestrichenem Gusseisen, von Gaskohle oder Kalk.

Nach älteren Angaben schmilzt[1]) Platin bei 2524 oder 2600° C., nach Deville bei 2000°, nach Violle[2]), Erhard und Schertel[3]) bei 1775° (von den Platinmetallen schmelzen: Palladium nach Plattner bei 1600, nach Becquerell bei 1360—1380, nach Violle bei 1500°; Iridium nach Plattner bei 2400, nach Violle bei 1950°), absorbirt in grösseren Mengen geschmolzen Sauerstoff und spratzt, was nach Heräus[4]) nur dann eintritt, wenn im Kalkofen Sauerstoff unter starkem Drucke zugeführt wird. Beim Giessen in mit Platinblech ausgekleidete Schmiedeeisenformen erfolgen bei sorgfältigem Verfahren blasenfreie Güsse. Altes Platin lässt sich durch Umschmelzen im Kalkofen reinigen. Ein Sprödewerden von Platingeräthschaften, z. B. Tiegeln, beim Glühen kann veranlasst werden durch Aufnahme von Silicium und Kohle, durch Entweichen von sich oxydirendem Osmium und durch Molekularveränderungen. Schon $^1/_{1000}$ Silicium[5]) macht das Platin brüchig. Violette[6]) hat 50 g Pt im Gasretortenkohlentiegel im Windofen geschmolzen, wobei vielleicht ein Schwefel- und Siliciumgehalt zur Verflüssigung beigetragen hat. Eisen[7]) macht das Platin härter und schwieriger zu verarbeiten.

b) **Schmelzen der Erze mit Kalkzuschlägen.** Eintragen des Erzes mit Kalkzuschlag (zur Verschlackung von Eisen, Kupfer, Kieselsäure u. s. w.) in kleinen Portionen durch eine besondere Oeffnung im Gewölbe des Kalkofens jedesmal, wenn die vorhergehende Portion geschmolzen ist, Ausgiessen und Umschmelzen des Platins in einem zweiten, selbst dritten Kalkofen, bis der Kalk nicht mehr angegriffen wird; es erfolgt ein irid- und rhodiumhaltiges Metall. **Schmelzen mit Kalk.**

3) **Combinirter trockener und nasser Weg zur Darstellung reinen Platins.** Behandlung des Erzes, alten Platins u. s. w. mit Königswasser, Zersetzung der gebildeten Chloride in der Hitze, Abschlämmen der Metalloxyde vom reducirten Platin, Ausziehen von Palladium aus letzterem durch Salpetersäure und Schmelzen im Kalkofen, wobei nur eine Spur Irid im Platin bleibt; Erhitzen der abgeschlämmten Oxyde mit concentrirter Schwefelsäure, wobei sich Eisen, Kupfer und etwas Palladium lösen, und Reduction des Rückstandes im Kohlentiegel unter Platinzusatz zu nutzbaren Legirungen. — Oder: Eindampfen der Lösung des Erzes u. s. w. in Königswasser, Verdünnen mit Wasser, Zusatz von Natron bis zur Ausscheidung eines Theiles Eisenoxyd, Aufkochen mit Spiritus, Absetzenlassen, Fällen mit Salmiak, Glühen des Platinsalmiaks, Schmelzen des Platinschwammes im Kalkofen, Fällen des Palladiums aus der Mutterlauge vom Platinsalmiak durch Cyanquecksilber und der übrigen Flüssigkeit durch Eisen. — **Heräus' Methode**[8]): Lösen von Erz u. s. w. in Königswasser, Eindampfen der Lösung, Erhitzen der trockenen Masse auf 125° C. zur Bildung von Palladium- und Iridiumchlorür, Fällen von etwas Iridium enthaltendem Platinsalmiak aus saurer Lösung mit Salmiak, Glühen des **Lösungs- u. Schmelzprocesse.**

1) Schmelzöfen: B. u. h. Ztg. 1853, S. 537. Dingl. 127, 114; 206, 283. Siemens' elektr. Ofen in B. u. h. Ztg. 1880, S. 362. 2) Dingl. 227, 108; 235, 468. 3) Freib. Jahrb. 1879, S. 154. B. u. h. Ztg. 1879, S. 126. 4) Dingl. 165, 205. Wagn. Jahresber. 1862, S. 94. 5) Dingl. 218, 445. Wagn. Jahresber. 1876, S. 170, 171. 6) Dingl. 206, 283. 7) Wagn. Jahresber. 1878, S. 124. 8) Ebend. 1876, S. 169.

ersteren, nochmaliges Auflösen des Platinschwammes, Wiederholung der Operationen, Pressen des wieder erfolgenden Schwammes und Schmelzen desselben im Kalktiegel.

Beispiele. Matthey[1]) stellt aus Handelsplatin reines Platin auf folgende Weise dar: Zusammenschmelzen des ersteren mit dem 6fachen Blei, Behandlung der Legirung mit Salpetersäure, wobei Pt nebst etwas Pb und geringen Mengen anderer Metalle, namentlich Rh, zurückbleiben; Auflösen des Rückstandes in Königswasser, Ausscheiden des Pb durch Schwefelsäure und des Pt nebst Rh mittelst Salmiaks, Glühen des Chlorplatinammoniums und Chlorrhodiumammoniums mit saurem schwefelsaurem Kali, wobei metallisches Pt von 21.46 spec. Gew. zurückbleibt und schwefelsaures Rhodiumkali in Lösung geht. — Knösel[2]) scheidet aus Platinniederschlägen (Chlorammoniumplatin) der chemischen Laboratorien das Platin durch Behandeln der ersteren mit Potasche, Soda oder Aetzkali und alkoholischen Lösungen im Wasserbade ab.

VI. QUECKSILBER.

Zinnober. **143. Quecksilbererze.**[3]) Zur Quecksilbergewinnung dient hauptsächlich Zinnober, HgS mit 86.2 Hg, seltener derb als eingesprengt oder als Anflug.

Vorwaltend im Uebergangs- und Steinkohlengebirge (Idria, Almaden, Peru[4])), meist auf Lagern und dann frei von anderen beibrechenden Erzen, mit Ausnahme von Eisenerzen und Schwefelkies, weniger auf Gängen; seltener in älteren oder jüngeren Formationen (in Californien[5]) in der Kreide, zu Vallalta in Venetien als Imprägnation in verschiedenen Gesteinen, in Toskana zu Ripa in Talkschiefer), zuweilen im Gemenge mit Bitumen und an Phosphorsäure reichen erdigen Bestandtheilen (Quecksilberlebererz und, wenn krummschalig, Korallenerz[6])).

Je nachdem der Zinnober mehr oder weniger derb vorkommt, wird derselbe nur durch Handscheidung oder durch Siebsetzen, Klauben, Nasspochen und Verwaschen aufbereitet. Der mechanischen Verluste bei der Aufbereitung wegen unterwirft man Erze mit sehr fein eingesprengtem Zinnober, z. B. noch mit $^1/_8$ Proc. Quecksilber, direct der Verhüttung. Man classificirt die Erze, wonach sich grossentheils die Auswahl der Oefen richtet, einmal der Korngrösse nach in Stufferze (Stufen), Graupen, Griese und Schliege, dann dem Halte nach in reiche und arme, z. B. zu New Almaden in Californien in Stufferze von 0.02—0.2 m, Griese von 0.02 m bis zum feinen Schlieg; Quecksilbergehalt in 1876 der reichen Stufen 14.31, der armen 1.5, der Griese 1 Proc., Durchschnittsgehalt sämmtlicher verarbeiteter Erze 4.69 Proc. In Almaden in Spanien enthalten die reichen Erze 25, die mittleren (China) darunter bis 1.05 und die armen (solera pobre oder negra) 0.8 Proc. Hg, mittlerer Durchschnittsgehalt 8—9 Proc.

Gediegen Quecksilb. Fahlerz. Von untergeordneter Bedeutung sind Gediegen Quecksilber und manche Fahlerze[7]) (S. 130) mit 0.5—18 Proc. Hg.

---

1) B. u. h. Ztg. 1880, S. 28. 2) Dingl. 210, 189. 3) Preuss. Ztschr. 10, 361, 386. Berggeist 1865, Nr. 82. B. u. h. Ztg. 1866, S. 120; 1872, S. 318; 1876, S. 87 (Mexico); 1878, S. 323. Chevallier, exposit. univers. de 1867 à Paris, Tome 5, p. 155. Gröger in Verhandl. d. k. k. geol. Reichsanst. 1876, Nr. 3. Virlet d'Aoust in Rev. univers. 1877, Nr. 1, Janv. et Fevr. Christy in B. u. h. Ztg. 1879, S. 296. 4) Bullet. de la soc. d'encouragem. 1868, p. 598. 5) Rolland-Langer, die Quecksilbergewinnung in Californien. Wien 1879. S. 5 (auch Oest. Ztschr. 1879, Nr. 18). Janin in Raymond's Statistics 1874, S. 379 (B. u. h. Ztg. 1875, S. 401). Egleston in Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. 3, 273. Sieveking in B. u. h. Ztg. 1876, S. 45, 57, 77. Eng. and Min. Journ. 1877, Nr. 13, Vol. 23. Muspratt's techn. Chem. 5, 1286. Oest. Ztschr. 1880, S. 316 (Toskana). 6) Oest. Ztschr. 1870, Nr. 45. B. u. h. Ztg. 1871, S. 130. 7) B. u. h. Ztg. 1865, S. 369; 1868, S. 359.

Quecksilberproduction 1877 in Californien[1]) 80 368 Flaschen (davon New Almaden 24 079, Sulfurbank 11 303, Redington 9460, New Idria 6560 Flaschen) à 34.69 kg = 2 787 966 kg; zu Almaden in Spanien jährlich 1 400 000 kg. Im Jahre 1876 betrug die Gesammtproduction nach de Cortazar: Ver. Staaten 69 200, Spanien 41 100, Idria 8000, Bayern (?) 2000, Italien 1700, Borneo 2000, Mexico 500, andere Länder 1500, zusammen 126 000 Flaschen à 34.5 kg. Production.

144. Quecksilbergewinnungsmethoden.[2]) Dieselben bezwecken die Abscheidung des Schwefels aus dem Zinnober in erhöhter Temperatur entweder durch Oxydation (Röstung) ($HgS + 2O = Hg + SO_2$) oder durch denselben bindende Zuschläge, wie Kalk, Eisenhammerschlag u. s. w. ($4HgS + 4CaO = 4Hg + 3CaS + CaO, SO_3$), wobei das frei gewordene Quecksilber, welches bei 360° C. siedet, abdestillirt und in Condensationsräumen verdichtet wird. Das Quecksilber hat 13.596, sein Dampf 6.9—7.0 spec. Gew. Dasselbe wird von Staub mittelst Pressens durch Leder oder ein nasses Tuch oder Auslaufenlassen aus einer spitzen Papiertüte, von beigemengten Metallen (Zinn, Zink, Wismuth u. s. w.) durch wiederholte Destillation oder Behandlung mit Säuren, Kaliumbichromat, Eisenchlorid u. s. w. gereinigt.[3]) Zweck. Destillationsproducte.

Zur Nachweisung von Spuren von Quecksilber in Dampfform dient ein Goldplättchen oder, noch empfindlicher, ammoniakalisches Silbernitrat, welches in Schriftzügen auf Papier gebracht sich durch Spuren von Quecksilberdampf schwärzt. Die Quecksilberdämpfe wirken auf die Gesundheit der Menschen und Thiere, sowie auf das Wachsthum der Pflanzen sehr störend ein.[4]) Wegen zu hoher Temperatur im Sommer arbeitet man auf Quecksilberhütten wohl nur 6 Monate bis zum 1. Mai (Almaden).

Als Nebenproducte erfolgen Destillationsrückstände, welche meist abgesetzt werden, und Stupp[5]) (Quecksilberschwarz, Quecksilberruss) mit 60—90 Proc. Hg, ein an den Wänden der Condensatoren anhaftendes Gemenge von feinzertheiltem, zerschlagenem Quecksilber mit Zinnober, Calomel, Sulfaten von Hg, Fe, Mg, Ca, K u. s. w., Russ, Quecksilberoxyd, Kieselsäure, Kohlenwasserstoffen u. s. w., aus welchem sich durch Drücken in feuchtem Zustande auf einer schiefen Ebene mit einer Krücke, namentlich bei Zusatz von Asche, noch metallisches Quecksilber auspressen, sowie durch Verwaschen des Rückstandes auf Schlämmgräben und Destillation der dabei erfolgenden Abfälle noch Quecksilber gewinnen lässt (Idrianer Stuppofen[6])).

Sonstige Methoden der Zugutemachung des Stupps sind noch: Versetzen desselben mit Kalk, Pressen mittelst Exeli's Presse und Destilliren der noch 20 Proc. Metall enthaltenden Presslinge im Muffelofen[7]) (Idria), wobei sich im Condensationsraume des letzteren ein stark quecksilberhaltiges harzartiges Product absetzt, sog. Stuppfett, welches beim Behandeln mit heisser Potaschenlösung ziemlich viel Quecksilber abgiebt; zu Vallalta, wo Erze mit durchschnittlich 0.5 Proc. Hg etwa 5 Proc. Stupp von der gewonnenen Quecksilbermenge geben: Abfliessenlassen von möglichst viel Hg auf einer geneigten Ebene und Abdestilliren des noch 30—40 Proc. Metall enthaltenden Rückstandes; zu Almaden trockenes Waschen des Stupps auf einer schiefen Ebene, wobei Hg ausfliesst, und noch Abscheidung von Hg aus dem Rückstande unter Zusatz von heisser Asche mit einer durchlöcherten Kratze; Umrühren des Stupps in heissem Wasser unter Hinzufügen von Holzasche oder Alkalien (New Almaden in Californien[8])). Hinsichtlich der Entstehung des Stupps be-

---

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 89. 2) Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl. 5, 1306. Kerl, Repertorium d. techn. Literatur, Art. Quecksilber. Dingl. 238, 152, 228. 3) Dingl. 194, 497 (Pappenheim); 234, 211 (Weinhold). Bericht. d. deutsch. chem. Ges. 1879, S. 204 (Brühl); 1879, S. 437 (Meyer). Fresen. Ztschr. 1880, S. 189. 4) Muspratt's techn. Chem. 5, 1305, 1333. B. u. h. Ztg. 1874, S. 48; 1877, S. 236. 5) Vom Slavischen stupa: Staub. Oest. Ztschr. 1878, S. 146. Analyse in Dingl. 238, 235 (Patera). 6) B. u. h. Ztg. 1867, S. 34. Kerl, Met. 2, 806. 7) Oest. Ztschr. 1878, S. 146. 8) B. u. h. Ztg. 1874, S. 246.

merkt Patera[1]), dass beim Rösten des Zinnobers sich Quecksilber- und Wasserdämpfe, schweflige Säure und Schwefelsäure bilden, welche letztere Sulfate erzeugen, die die Quecksilberkügelchen einhüllen. Auch entstehen durch aus organischen Stoffen gebildetes Ammoniak Quecksilberdoppelsalze. Dazu kommen noch theerartige Destillationsproducte (Stuppfett), Rauch und Erzflugstaub, welche ebenfalls Quecksilbertheilchen umhüllen und zur Stuppbildung Veranlassung geben. Chlorquecksilber kann durch den Chlorgehalt der Asche, sowie auch von einem Chlorquecksilbergehalte der Erze herrühren und im Stupp 2—4 Proc. betragen. Der Stuppbildung lässt sich entgegenwirken durch Trocknen der Erze, vollkommenen Luftzutritt beim Rösten und Zuschlag von Kalk zur Absorption von schwefliger Säure.

Verluste.

Der Quecksilberverlust[2]) ist bei älteren Oefen sehr bedeutend (bis 50 Proc.), und zwar grösser in Röstöfen, aus welchen die Quecksilberdämpfe mit heissen Gasen in die Condensationsräume treten, als in Muffelöfen (in Exeli's Ofen zu Idria nur 5—9 Proc., nach Ernst zu Almaden 10 Proc.).

Nach von Perger beträgt der Verlust in den alten Idrianer Leopoldöfen mit gemauerten Condensationskammern 25—33 Proc., wobei ein nicht unbeträchtlicher Theil des Quecksilbers durch das Condensationswasser weggeschwemmt wird und auch in die Fugen des Mauerwerkes dringt, wahrscheinlich dadurch begünstigt, dass die sauren quecksilberhaltigen Wässer sich ins Gemäuer ziehen, von dem Kalke des Cementes Quecksilberoxyd daraus abgeschieden wird und dieses sich durch schweflige Säure reducirt. Durch Umgeben der Oefen u. s. w. mit Eisenplatten (Exeli's gepanzerte Oefen) und Herstellung des Bodens aus Cement mit Eisenplatten hat man einer Verflüchtigung des Quecksilbers durch die Ofenritzen entgegengewirkt, sowie durch Verwendung von Muffelöfen (nach Exeli und Patera) mit combinirter Zersetzung des Zinnobers durch Kalk und Luft (Patera) oder nur durch Luft (Exeli). Zur vollständigen Zersetzung des Zinnobers müssen die Quecksilberdämpfe meist überhitzt werden, wo sie sich dann schwieriger condensiren, sowie auch bei einem grösseren Gehalte an freiem Schwefel und Bitumen die Temperatur gesteigert wird.

Nasser Weg.

Der zur Verminderung der Quecksilberverluste wiederholt vorgeschlagene nasse Weg[3]) hat in der Technik bislang keinen Eingang gefunden.

Beispiele.

Nach Wagner: Ausziehen des HgS aus armen Erzen durch Sulfhydrate der Alkalimetalle, Fällung des HgS aus der Lösung durch Säuren und Zersetzung des Sulfates durch Soda; nach Sieveking durch Zersetzung des HgS mittelst einer Lösung von Kupferchlorür in Chlornatriumlauge ($Cu_2Cl_2 + HgS = CuCl_2 + CuS + Hg$) bei Anwesenheit einer granulirten Legirung von Kupferzink in rotirenden Fässern, welche letztere das Hg leicht aufnimmt und beim Destilliren wieder abgiebt; nach Heumann durch Zerlegung des HgS mit Kupfer und Wasser; nach Mann durch Zersetzung der Quecksilberchlorür enthaltenden Amalgamationsrückstände mit Natronsalpeter und Salzsäure, Fällen von HgS aus der Quecksilberchlorid enthaltenden Lösung durch Schwefelcalcium und Reduction des HgS durch Kalk.

1. Capitel. **Zersetzung des Zinnobers durch entschwefelnde Zuschläge in Gefässöfen.**

Anwendbarkeit.

145. Allgemeines. Dieses nur bei reicheren Erzen und geringerer Production anwendbare Verfahren ist theuerer wegen Mehraufwandes an Zeit, Löhnen und Brennmaterial, wegen geringerer Production, sowie des Erfordernisses einer weiteren Erzzerkleinerung und von Zuschlägen.

1) Oest. Ztschr. 1878, Nr. 19. 2) Kärnthner Ztschr. 1875 (v. Perger). B. u. h. Ztg. 1874, S. 419; 1876, S. 401. 3) Wagn. Jahresber. 11, 214 (Wagner). Oest. Ztschr. 1874, Nr. 21; 1876, Nr. 2. B. u. h. Ztg. 1876, S. 87, 169 (Sieveking). Ebend. 1874, S. 267 (Heumann). Dingl. 190, 251 (Mann).

als die Schachtofenröstung, und liefert reichere Rückstände, gestattet aber bei continuirlichem oder discontinuirlichem Betriebe eine vollständigere Condensation der nicht mit heissen Röstgasen vermengten Quecksilberdämpfe, aber bei ungesunderer Arbeit.[1]) Als Zuschlag dient meist gebrannter Kalk.

Nach vergleichenden Versuchen in Californien[2]) müssten aus demselben Erze bei der Destillation mit Zuschlägen $1\frac{1}{2}$ Proc. Quecksilber mehr erfolgen, als in Schachtöfen, wenn man nach beiden Methoden gleich billig arbeiten wollte. Die Grösse des Condensators muss mit der Menge der in einer gewissen Zeit entwickelten Quecksilberdämpfe, also mit der Grösse der Erzchargen und deren Metallgehalt im Verhältniss stehen.

146. Discontinuirlicher Betrieb. Es erfolgt das Erhitzen des Erzes mit Zuschlägen in eisernen oder thönernen, mit Vorlagen versehenen Retorten, und der Ofen muss nach jeder Charge sich abkühlen. Derartige Oefen sind noch selten im Betriebe. Verfahren.


Fig. 202.

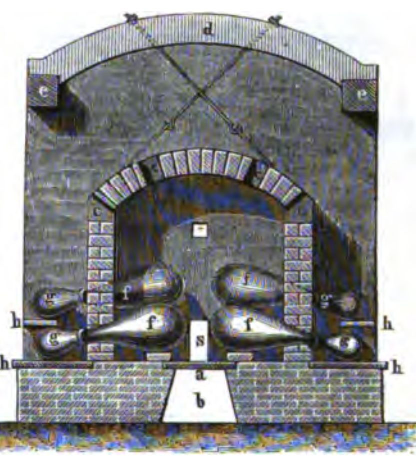


Fig. 202. *a* Rost. *b* Aschenfall. *c* Füchse. *d* eiserne, auf Eisenstangen *e* aufliegende Bögen, welche mittelst Kreuzeisen das Ofengewölbe halten und dessen Druck gegen die Seitenmauern schwächen. *f* 30—50 eiserne oder thönerne Retorten. *g* auf eisernen Unterlagen *h* ruhende irdene Vorlagen, theilweise mit Wasser gefüllt und an die Retorten lutirt.

Rheinbayern.[3]) Früher Erhitzen von 20 kg reichem, 20 kg armem Erze und 8—9 kg gebranntem Kalke während 10 St. in 942 mm langen und 418 mm weiten Eisenretorten mit 366 mm langen und 210 mm weiten Thonvorlagen. Auf 1 Quecksilber kommen 80 bis 120 Erz und 20—30 Steinkohlen. Betrieb eingestellt wegen Erzmangels. Beispiele. Pfalz.

Siele (Prov. Grossetto) in Toscana.[4]) Zinnober in Thon vorkommend; Oefen mit 3 eisernen Retorten, Charge 200—250 kg Erz und 40 kg Kalk, Quecksilberverlust wenigstens 28 Proc. Verarbeitung armer Erze in Chargen von 120 kg Erz und 10 kg Holzkohle in continuirlichen Schachtöfen von 8 m Höhe und 1 m Durchmesser mit 3 Regenkammern. Monatliche Production von 4 Retortenöfen 11 200 kg, des continuirlichen Schachtofens 1200 kg, durchschnittliche jährliche Production 100 000 kg. Toscana.

Horzowitz.[5]) Mit $\frac{1}{4}$—$\frac{3}{4}$ Eisenhammerschlag beschickter Zinnober wurde früher in Glockenöfen (Fig. 171, S. 332) in Quantitäten von 25 kg Erz und 12.5 kg Hammerschlag 30—36 St. geglüht. Horzowitz.

147. Continuirlicher Betrieb. Zur Aufnahme der Beschickung dienen horizontal über einer Feuerung liegende, seltener stehende gusseiserne Röhren, an der Hinterseite mit einem dichten Verschlusse versehen, der beim Chargiren und Ausräumen der Rückstände entfernt wird. An der Vorderseite treten die Quecksilberdämpfe in kastenförmige Wassercondensatoren. Wohlfeilere und grössere Production sind Vor- Verfahren. Vortheile.

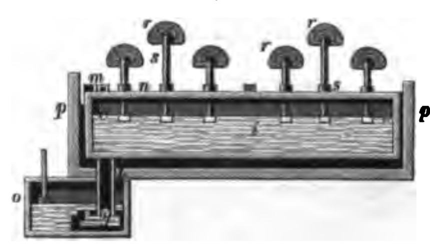
---

1) Schädlichkeit der Quecksilberdämpfe: B. u. h. Ztg. 1868, S. 139; 1869, S. 329, 423; 1871, S. 331; 1872, S. 304. Oest. Ztschr. 1872, S. 240. Pappenheim, Sanitätspolizei 2, 531, 797. Kerl, Met, 2, 792. 2) Berggeist 1862, S. 342. 3) Kerl, Met. 2, 809. 4) Ann. d. min. 1880, T. 17, livr. 1, p. 35. Oest. Ztschr. 1880, S. 317. 5) Kerl, Met. 2, 811.

theile gegen den discontinuirlichen Betrieb. Der üblichste Ofen ist der Ure'sche (Fig. 203) mit horizontalen festliegenden Röhren oder Retorten oder mit rotirenden Retorten (Californien), welche zwar die Hitze besser und gleichmässiger durchdringen lassen, aber doch immer theurer als Röstschachtöfen arbeiten wegen grösseren Brennstoffaufwandes, der erforderlichen Zerkleinerung der Erze und des Bedarfes von Zuschlägen. Derartige Muffel- oder Retortenöfen sind nur noch wenige im Betriebe für Erze, meist nur für das Stuppbrennen (Californien), neuerdings jedoch mit wesentlichen Verbesserungen hinsichtlich der Quecksilbercondensation zu Idria für reichere Erze (mit 10 Proc. Hg) von Exeli eingeführt wegen vollkommeneren Metallausbringens.

Destillir-Öfen.

Fig. 203.



Ure's Ofen (Fig. 203). *r* Vordertheil der Retorten, aus welchen durch die Röhren *s* die Quecksilberdämpfe in den mit Wasser *i* gefüllten gusseisernen Condensator *c* von 0.28 m Länge und 470 mm Weite treten. *m* Wasserventil zur Sicherheit gegen Explosionen. *p* hölzerner Trog, beständig mit Wasser gespeist und nach der einen Seite hin geneigt zum Abflusse des Quecksilbers durch die stehende Röhre *k* in den mit Schwimmer versehenen Kasten *o*. *y* Schale mit Quecksilber, in welche die Röhre *h* des Abschlusses wegen eintaucht. Der Schwimmer giebt den Stand des Quecksilbers im Kasten an.

In Rheinbaiern hat sich Ure's Ofen nicht bewährt; namentlich war die Condensation der Dämpfe mangelhaft, es trat eine Spannung derselben ein, das Lutum hielt nicht und die Dämpfe traten in die Hütte.

Beispiele. Pfalz.

Landsberg (Rheinpfalz).[1]) Jede Retorte verarbeitete eine Ladung von 250 kg in 3 St.

Californien.

Neu-Almaden und Neu-Idria in Californien.[2]) Erhitzen von 200 kg Erz mit 40 Proc. Quecksilber und 300 kg gebranntem Kalk während 21—32 St. in liegenden Röhren mit 100 Holz auf 100 Erz; Condensiren des Quecksilberdampfes in einem vertikalen konischen Recipienten, äusserlich durch tröpfelndes Wasser gekühlt; zeitweiliges Ablassen des Quecksilbers aus der Spitze des Recipienten durch eine Pipe. 1 t Erz (1016 kg) kostete in Muffeln 12 Dollars mehr als in Röstschachtöfen zu verarbeiten. — Stehende Retorten von 2.5 m Länge verarbeiten in 4 St. 63 kg Erz mit Kalk vermengt, rotirende Retorten von 941 mm Länge und 785 mm Weite dieselbe Menge in 2 St. Neuerdings meist Rösten in Schachtöfen, nur auf American Mine[3]) bei Pine Flat befindet sich noch ein Ure'scher Ofen mit 12 Stück 2.83 m langen, 628 mm breiten und 471 mm hohen Retorten bei Chargen von 75 kg mit 10 Proc. Kalk und 2proc. Erzen. Verarbeitung von etwa 225 kg Erz in 12 St. pro Retorte.

Zalathna.

Zalathna (Siebenbürgen).[4]) Drei gusseiserne Cylinder von 1.26 m Länge und 262 mm Durchmesser mit 1.2 m langem und 0.63 m breitem Roste; Beschickung mit 25—30 Proc. Kalk in $2^1/_2$—3 St. abdestillirt; Austreten der Quecksilberdämpfe durch 3 Knieröhren in einen von Wasser umgebenen luftdichten hölzernen Kasten von 2.5 m Länge, 314 mm Weite und 235 mm Höhe für je 3 Röhren; Abfluss des Quecksilbers aus einem Zapfloche am tiefsten Punkte des nach der Mitte und der einen Seite zu geneigten Bodens.

Idria.

Idria.[5]) Exeli's Doppelofen mit 2 gusseisernen Muffeln von 1.73 m Länge, 63 cm Breite und 28 cm Höhe mit 53 cm breitem Roste dazwischen; die Muffelmündung mit gusseisernem, chamottegefüttertem Deckel verschliessbar und die Rück-

1) Kerl, Met. 2, 811. 2) Ebend. 2, 812. B. u. h. Ztg. 1868, S. 52; 1865, S. 187; 1872, S. 818; 1875, S. 402; 1876, S. 78. 3) Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. 1875, Vol. 3, p. 275 (Egleston). 4) Oest. Ztschr. 1856, S. 391 (mit Zeichn.). 5) Rittinger's Erfahrungen 1872. B. u. h. Ztg. 1874, S. 79 (mit Abbldg.), 142.

stände aus derselben durch einen Canal in ein Gewölbe gelangend. Entweichen der Quecksilberdämpfe an der Hinterseite durch horizontale Rohre von 16 cm Weite in stehende Rohre von 16 cm Weite und 1.57 m Höhe, auf einem etwas geneigten Hauptrohre von 24 cm Durchmesser stehend und beide von Wasser gekühlt; Abfluss des darin condensirten Quecksilbers in einen mit Wasser gefüllten, mit Deckel und Schloss versehenen Sammelkasten, aus welchem, durch ein zur Esse gehendes Rohr ventilirt, das Quecksilber unten durch ein Syphonrohr in ein Gefäss fliesst. Herstellung von 76—80 Ziegeln aus 100 kg 10proc. Erzen mit 15 Proc. zu Staub gelöschtem Aetzkalk, Trocknen derselben auf Holzstellagen, Füllen von jeder Muffel mit 5 Reihen à 18 Stck. Ziegeln, Brennen während 4 St. bei Rothgluth, Erfolg in 3 Doppelöfen jeden zweiten Tag 1000—1200 kg Hg, wöchentliches Herausnehmen des Stupps aus dem Sammelkasten, Auspressen von 500—600 kg Hg daraus, Trocknen der Presslinge, etwa 200 kg, und Erhitzen in Muffeln. Jährliche Verarbeitung bei 7—8 monatlichem Betriebe von 1 500 000 kg Erz bei 5—9 Proc. Verlust mit 307—324 cbm Holz für alle 6 Oefen per Monat.

2. Capitel. **Zersetzung des Zinnobers durch Röstung.**

148. Allgemeines. Dieses Verfahren [1]), auf den S. 411 angegebenen chemischen Vorgängen beruhend, gewährt vor dem vorigen die Vortheile grösserer Wohlfeilheit, grösserer Production, eines geringeren Aufwandes an Zeit und Brennmaterial, gestattet aber namentlich bei Schacht- und Flammöfen keine so vollkommene Condensation der Quecksilberdämpfe, weil die heissen, die Condensationsräume gleichzeitig mit den Quecksilberdämpfen passirenden Röstgase Zug hervorbringen. Muffelöfen sind hierfür günstiger. **Verfahren.**

Auf den Quecksilberverlust ist die Einrichtung der Condensatoren [2]) von wesentlichem Einflusse und haben vor in einander gesteckten bauchigen Thongefässen (Aludeln) und Condensationskammern meist von aussen durch Wasser gekühlte gusseiserne (Idria), auch wohl hölzerne Röhren (Vallalta) und neuerdings auch Vorrichtungen aus Glas den Vorzug erhalten. **Condensatoren.**

Die gemauerten Kammern (Almaden) erfordern viel Raum, saugen viel Quecksilber ein, z. B. zu Neu-Almaden an 2000 kg, bevor überhaupt Quecksilber erfolgt, und sind schlechte Wärmeleiter, haben aber den Vorzug verhältnissmässig billiger Herstellung, behindern den Zug weniger und wirken durch die grösseren Räume auf die Condensation günstig. Boden und Decke bestehen zuweilen aus Gusseisen, ersterer zweckmässig mit Cementunterlage [3]) und Eisenplatten darauf, oder nur mit ersterer. Die Boden der Kammern sind zweckmässig muldenförmig mit Neigung nach einer Seite, oder sie entlassen durch Röhren am tiefsten Punkte der Mulde das Quecksilber in ein unter dem Boden befindliches Gefäss (Castellazzara). — Gusseisen (Idria) ist ein guter Wärmeleiter, lässt sich in allen möglichen Formen zur Erzielung grosser Oberflächen gestalten, ist aber theurer und wird durch Luft und saure Dämpfe corrodirt, namentlich am Boden, weshalb man denselben zweckmässig aus leicht auswechselbaren, etwa 8 cm dicken Roheisenplatten herstellt oder aus Holz mit Cementdecke, wobei man über derselben ein Rahmenwerk von Holz errichtet, an dessen Ende und Seiten Stücke von Blech angenagelt sind, um die Kosten durch wegfallendes Nieten zu vermindern. — Holz giebt billige und leicht herzustellende Condensatoren und wird weniger von den Dämpfen angegriffen, ist aber ein schlechter Wärmeleiter. Holzröhren haben sich seit langem zu Vallalta hinsichtlich Dauer, Wirkung und Dichtigkeit, so dass kein schädlicher Einfluss auf den thierischen und pflanzlichen Organismus stattfand, wohl bewährt. Dieselben sind aus in einander gesteckten konischen Stücken hergestellt und deshalb leicht zugänglich. Bei zu weiten Röhren bleiben die Quecksilberdämpfe in deren Mitte zu heiss, bei zu engen Röhren

1) Dingl. 238, 152, 228. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 422. 3) Salzausblühung, Dingl. 238, 236.

fehlt es an Zug. Legt man dieselben ganz unter Wasser, so erfolgt zwar die Condensation vollständiger, aber schadhaft werdende Stellen lassen sich schwieriger, zuweilen nur bei Unterbrechung des Betriebes ausbessern. — Glas, allerdings ein schlechter Wärmeleiter, lässt sich aber in dünnen Tafeln verwenden und wirkt dann dicken Gusseisenplatten gleich (Condensatoren von Fiedler und Randol[1])).

Zur Herstellung des erforderlichen Zuges dienen Essen und Aspiratoren[2]), welche letzteren, z. B. Wassertrommelgebläse (Vallalta, Californien), den Zug besser als erstere zu reguliren gestatten. Es werden dabei Schornsteine von grösserer Höhe vermieden und die Röstung beschleunigt, indem die Dämpfe ebenso rasch entfernt werden, als sie sich bilden. Auch lassen sich mittelst stärkerer Aspiration kleinere Erze verarbeiten, was wieder zu Ersparungen führt, da alles Sortiren wegfällt. Bei zu stark wirkendem Aspirator steigen die Quecksilberverluste; Ventilatoren statt Wassertrommelgebläse veranlassten eine zu starke Abnutzung der Eisentheile durch die schweflige Säure.

Zur möglichst vollständigen Verdichtung der Dämpfe sind noch folgende Mittel angewandt: Einleiten von Wasserstrahlen in die Kammern (Castellazzara) und Einleiten der Dämpfe in Canäle mit fliessendem Wasser. Am wirksamsten hat sich zu Vallalta das Ansaugen der Dämpfe, nachdem sie Condensationskammern und gekühlte Holzröhren passirt haben, aus dem Schornsteine durch ein Wassertrommelgebläse erwiesen, welches einen gleichmässigen Zug und Regulirung des Luftzutrittes, in Folge dessen die Vermeidung einer Ueberhitzung gestattet; die Tension der Dämpfe geht etwas über Atmosphärendruck. Formhals saugt die Dämpfe mittelst Cagniardelle durch ein von Kühlwasser umgebenes stehendes Röhrensystem und treibt sie dann noch durch eine Wassersäule.

Brennmaterialverbrauch. Je ärmer das Erz, um so mehr Brennmaterial ist erforderlich, was wieder zu grösseren Quecksilberverlusten durch grössere Hitzeerzeugung führt.

Röstapparate. Als Röstapparate dienen seltener Stadeln, meist Schachtöfen mit continuirlichem oder discontinuirlichem Betriebe, zuweilen Flammöfen und Muffelöfen. Auf die Auswahl derselben hat namentlich die Korngrösse der Erze Einfluss.

Anwendbarkeit. **149. Röstung in Stadeln.** Dieses nur für quecksilberhaltige Fahlerze, welche behufs der Kupfergewinnung zu rösten sind, angewandte Verfahren gestattet ein nur unvollkommenes Ausbringen von als Nebenproduct erfolgendem Quecksilber.

Beispiel. Ungarn. Ungarn (Altwasser, Iglo, Szlana, Stefanshütte).[3]) Aufschichten in runden Stadeln (S. 73, 140) zu unterst 105 mm hoch Erzklein, darauf 620 mm Holz, 156 mm Holzkohle, dann schon einmal geröstetes, noch quecksilberhaltiges Erz, zu oberst frisches Fahlerz in Stücken und darüber Graupen, im Ganzen 50 000 kg Masse 580 bis 630 mm hoch; Schornstein in der Mitte des Haufens, durch welchen der Rost angezündet wird; Wegräumen nach dem Ausbrennen (nach 4 Wochen) und etwas Erkaltenlassen der obersten mit Quecksilbertröpfchen imprägnirten Erzlage, Waschen in Setzsieben, wobei sich Erzklein und Quecksilber auf der Sohle des Bottichs sammeln, Trennung beider in Handsichertrögen in mit Aetzkalk versetztem Wasser (ohne Aetzkalk wird das Quecksilber stark kupferhaltig), sehr langsames Abdestilliren des Quecksilbers in eisernen Retorten, wobei gold- und kupferhaltiges Silber nebst Erzstaub zurückbleibt; Ausbringen von 94 Proc. des durch die Probe gefundenen Quecksilbers bei Erzen mit 1.63 Proc. Gehalt.

Anwendbarkeit. **150. Röstung in Schachtöfen.** Die Schachtöfen haben im Vergleich zu Muffelöfen die erwähnten Vorzüge und Schattenseiten (S. 412).

---

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 110; 1875, S. 220. Rolland-Langer, c. l. S. 31. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 403, 423; 1876, S. 87. 3) Kerl, Met. 2, 794. B. u. h. Ztg. 1865, S. 369.

und werden meist angewandt. Während man früher nur Erze in Stückform in denselben direct verarbeiten konnte und Schliege zuvor mit Klebmitteln (Thon, Vitriollauge u. s. w.) einbinden und zu Ziegeln formen oder sie in eisernen Schüsseln (Casetten) einbringen musste, so hat man in neuerer Zeit in Californien Ofenconstructionen auch für directe Verwendung von Griesen in Anwendung gebracht. Kuss[1]) hat Regenerativfeuerung für Quecksilberöfen empfohlen. Zur Condensation der Dämpfe dienen die oben (S. 416) erwähnten Einrichtungen.

Damit möglichst wenig Quecksilber ins Erdreich eindringt, stellt man die Oefen zweckmässig auf doppelte Bögen von Backsteinen, auf denen Eisenplatten liegen. Man hat bei alten Oefen gefunden, dass das Quecksilber 8—9 m tief in den Erdboden eingedrungen war.

Es lassen sich unterscheiden:

1) Schachtöfen mit discontinuirlichem Betriebe. Dieselben haben entweder eine Feuerung mit oder ohne Rost im unteren Ofentheile (Leopoldiöfen) oder sind den Ziegelöfen ähnlich mit seitlicher Feuerung und durchbrochenem Ständer versehen, wobei aber die von letzterem entfernter liegenden Erze weniger vollständig zerlegt werden (New Almaden). Die Condensation der Quecksilberdämpfe geschieht in Aludeln (Almaden) oder in Kammern (Idria, Californien, Almaden). Durch das Abkühlenlassen nach jedem Brande geht viel Zeit und Brennmaterial verloren, die Zugregulirung ist schwierig und bei dem Wechsel der Temperatur werden die Kammerwände rissig und lassen Quecksilberdämpfe durch, namentlich die Wände der dritten Kammer, weshalb diese Art Oefen nur noch wenig in Anwendung ist. Die Destillation ist beendigt, wenn eine durch eine Oeffnung in der Decke der ersten Kammer eingebrachte Goldmünze keinen Quecksilberanflug mehr zeigt (Mieres). Discontin. Schachtofenbetrieb.

a) Oefen mit Thonvorlagen (Aludeln). Diese Oefen, 1633 von Barba in Peru erfunden und 1646 in Spanien eingeführt, veranlassen höhere Kosten bei der Destillation wegen Verbrauches von mehr Brennmaterial und Arbeitskräften, sowie wegen häufig zu erneuernder Aludeln, gestatten aber im Vergleiche zu Oefen mit Condensationskammern ökonomischen Vortheil hinsichtlich des Ausbringens. Aludeln.

Aludel- oder Bustamenteöfen zu Almaden in Spanien[2]) (Fig. 204—206). Besetzen des Mittelgewölbes mit etwa 2070 kg armem Erze, darauf 5290 kg Mittelerz, dann 1840 kg reiches Erz und zu oberst 2300 kg Stupp- oder Erzkleinbriquettes, zusammen 11 500 kg mit durchschnittlich 8—9 Proc. Hg, Schliessen der Oeffnungen, 8—10stündiges Feuern mit 2.2—2.5 t Gestrüpp, wo dann durch das Verbrennen des Schwefels im Erze die eigentliche Destillationsperiode (brasa) beginnt und 45—46 St. dauert; Abkühlen des Ofens 12 St., Ausräumen und Reinigen während 6 St., so dass die ganze Dauer etwa 3 Tage beträgt; Reinigen der Aludeln von der ersten Hälfte des Planes von Stupp und Quecksilber nach je 5 Bränden, der zweiten Hälfte alle 2 Monate. Reiben des Stupps auf einer schiefen hölzernen Fläche und Verwandeln des Rückstandes in Briquettes. Das aus einem kleinen Loche im Bauche der Alu- Beispiele. Almaden.

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 449. 2) Kerl, Met. 2, 798. Preuss. Ztschr. 10, 361; 28, 125 (Caron). B. u. h. Ztg. 1863, S. 268; 1867, S. 13, 34 (Klemm); 1872, S. 465; 1873, S. 61; 1879, S. 184, 186, 221, 449. Rev. univ. 1871, Tom. 29, No. 1. Ann. d. min. 1872, Tom. 1, p. 440; 1878, Nr. I.; 1879, XV, 524, von v. Kuss (Oest. Ztschr. 1877, Nr. 75; 1878, Nr. 44–47; v. Hauer's Oest. Jahrb. 1879, Bd. 27, Hft. 1, S. 45, mit Abbldg. der Aludel-, Idria- und Pelletöfen). Mon. scientif. 1869, S. 771 (Jouglet). Bullet. de la soc. d'encouragem. 1868, S. 598 (Hawley). Historia del ratamiento metalurgico del azogue en España, por L. de la Escosura, Madrid, Tello 1878 (B. u. h. Ztg. 1879, S. 448).

deln ausfliessende Quecksilber sammelt sich in einer Querrinne am tiefsten Punkte des Aludelplanes und rinnt in ein steinernes Gefäss, von da durch unterirdische Leitung ins Magazin. Nach neueren Untersuchungen ist der Quecksilberverlust[1]) nicht so gross, wie man früher angenommen hat.

Fig. 204.

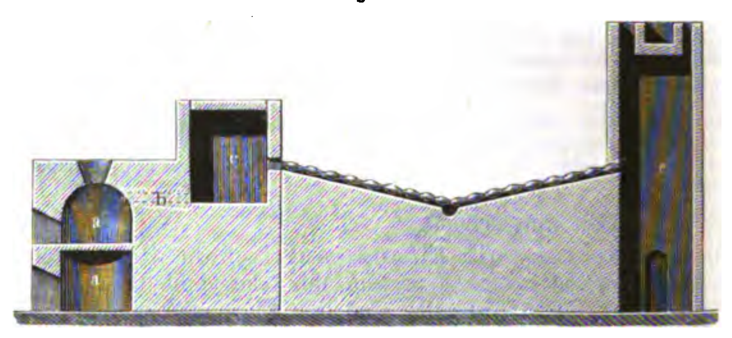


Fig. 205.

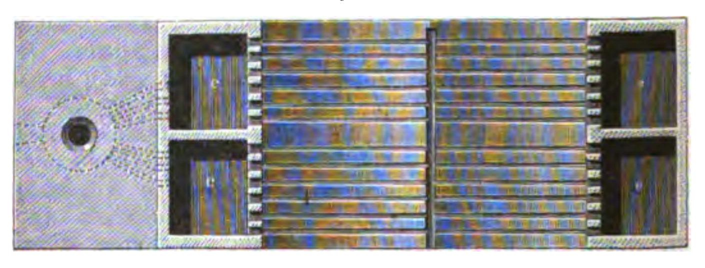


Fig. 206.

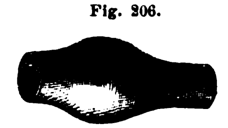


Fig. 204, 205. *a* Ofenschacht, 6—8 m hoch und 2 m weit, mit durchbrochenem Gewölbe in der Mitte. *b* 6 Fuchsöffnungen mit 2 Condensationskammern *c* in Verbindung und diese durch in einander gesteckte lutirte Thongefässe (Aludeln) (Fig. 206) von 500 mm Länge, 270 mm Weite im Bauche und 150 mm Weite an der Mündung mit Kammern *e* in Communication, von deren Decke Wasser herabträufelt. Bei neueren Oefen fehlen die Kammern *c* und es treten die Quecksilberdämpfe gleich in 12 Röhrentouren aus à 40—50 Stück Aludeln, welche auf dem Aludelplan liegen.

Condensationskammern. b) Oefen mit Condensationskammern. Derartige Oefen waren früher in Idria in Anwendung und gingen von dort mit verschiedenen Modificationen nach Spanien, Californien u. s. w. über, wo sie aber auch nur noch untergeordnet im Gebrauche stehen und meist den Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe gewichen sind. Die Erze ruhen entweder auf Bögen (Idria), oder letztere, weil sie leicht zerdrückt werden, fehlen (New Almaden). Die Feuerung liegt dann resp. unter oder neben den Oefen.

Idria. Aeltere Idrianer oder Leopoldiöfen (Fig. 207) zu Idria (Krain[2])). Feuerung während 10—12 Stunden, Erkaltenlassen 5—6 Tage; Charge pro Woche 49 000 bis 58 800 kg; Ausbringen von 2.36 Proc. aus Erzen mit 3.26 Proc. Hg, Ausbringen etwa 1 Proc. geringer als in Aludelöfen, dagegen Kosten der Destillation billiger.

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 186, 449. 2) Ker , Met. 2, 796.

Fig. 207. *a* Feuerung. *b* durchbrochene Gewölbe in dem 9.5 m hohen und 3 m weiten Ofen, die unteren zur Aufnahme gröberer Erze, die oberen für kleinere und für Casetten. *r* Condensationskammern. *h* Esse. *i* Abzugscanal. *s* und *p* Räume, aus welchen durch Canäle Luft in den Schacht tritt. Fall der Sohle in den Kammern nach einer Seite, von wo das Quecksilber in einer Rinne nach einem steinernen Troge abfliesst.

Fig. 207.

Die Franzöfen für Schliege fassen auf 3 Etagen an 1800 Casetten mit 20 kg Schlieg. Auch sind Oefen mit 4 Abtheilungen (Quartöfen) versucht. Neuerdings sind in Anwendung: für Stückerze Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe, für Erzklein Flamm- und Muffelöfen.

Almaden. Almaden.[1]) Kreisrunde Oefen von 7.5 m Höhe und 3 m Weite mit nur einem durchbrochenen Gewölbe (statt mehrerer in Idria) und mit 6 Condensationskammern von 9.5 m Länge und 3.8 m Weite; Fassungsraum $2^1/_2$ mal so gross als bei den Aludelöfen. Einsatz 28 750 kg Erz, Branddauer 6 Tage, Holzverbrauch 4.2—4.5 t. Es beträgt der Quecksilberverlust nach neueren Ermittelungen nicht über 10 Proc. Neuerdings sind auch Versuche angestellt über die Temperaturen[2]) an verschiedenen Ofenstellen sowohl beim Bustamente-, wie beim Idrianer Ofen. Man zieht ersteren dem letzterem vor. Während beim Bustamenteofen die Kosten der Destillation höher sind wegen mehr Brennstoff und Wartung, so stellt sich, wie bemerkt, ein ökonomischer Vortheil heraus wegen grösseren Ausbringens. Nach einem 5jährigen Durchschnitte betrug das Ausbringen bei Aludeln 6.7—7 Proc., bei Idrianer Oefen 6.4—6.6 Proc. Nach anderen Angaben[3]) werden diese günstigen Resultate nur der Ungenauigkeit der Quecksilberdestillirproben mit Kalk in Retorten zugeschrieben und stellen sich bei Anwendung der genaueren Eschka'schen Golddeckelprobe[4]) die Verluste beim Bustamente- und Idrianerofen auf resp. 25 und 15 Proc.

Pellet's Verfahren[5]) einer continuirlichen Destillation und der Condensation der Quecksilberdämpfe in Kammern mit durchbrochenen Wänden, an denen Wasser herabfliesst, gab zu Almaden Verluste bis zu 28 Proc. Nur 2.62 Proc. Quecksilberverlust ergab Berrens' Ofen[6]) mit 17—25 Condensatoren in Gestalt zweier verbundener abgestumpfter Kegel, deren unterer Theil in die Erde versenkt ist, der obere von Blech durch fliessendes Wasser kühl gehalten wird. Die unteren Kegel verbinden Canäle und der letzte Condensator mündet in eine mit Holzkohlen gefüllte Kammer.

Mieres. Mieres (Nordspanien).[7]) Oefen mit 8 statt 6 Condensationskammern und für 12 500 kg Erze mit $^1/_2$ Proc. Hg, mit Rostfeuerung für Steinkohlen, Feuern während 12 St., $3^1/_2$—4tägiges Erkaltenlassen des Ofens. Abfegen des Stupps alle 40 Tage.

Californien. New Almaden[8]) (Californien). 4 Oefen à 50 t, 1 Ofen à 100 t, letzterer 6 m hoch, 4 m breit und 3 m lang, an einer kurzen Seite vor der durchbrochenen Wand die Feuerung, gegenüber die Abzüge für die Dämpfe in 16—22 gemauerte und 4 bis 5 hölzerne Kammern mit geneigtem Boden aus Cement, mit Eisenplatten bedeckt; Schichtung von Stückerzen mit Erzziegeln unter Bildung von Canälen, die oberste Schicht mit feinem Erze oder Stupp bedeckt und mit Asche oder Lehm abgeschlossen; wöchentliche Verarbeitung einer Charge. Kosten bei 1proc. Erzen 1 kg Quecksilber 3.44 Frcs. Der Ofen ist ganz frei, innen ohne Bögen, welche beim Idriaofen leicht zerdrückt werden. Die Arbeit geht in letzterem langsamer, aber das Ausbringen ist grösser, etwa 70 Proc., in New Almaden nicht über 60 Proc. Ein ähnliches Verfahren findet sich zu Redington[9]) auf Knoxvillehütte; auf beiden Werken ersetzt man aber diese Oefen allmählich durch continuirlich gehende, resp. durch den Idrianer Panzerofen und den Livermoreofen.

---

1) Citate S. 417 (Abbldg. in Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 46, Taf. 1, Fig. 8). 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 448. 3) Ebend. 1879, S. 390. 4) Ebend. 1879, S. 390. 5) Ebend. 1873. S. 61; 1876, S. 322, 390; 1879, S. 390. 6) Ebend. 1879, S. 461. 7) Ebend. 1867, S. 14, 34, 8) Kerl, Met. 2, 800. B. u. h. Ztg. 1863, S. 52, 87; 1868, S. 267; 1872, S. 318; 1875, S. 402; 1876. S. 78. Preuss. Ztschr. 11, 390. Revista minéra 1867, Bd. 18, Nr. 405. Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. 1875, Vol. 3, p. 278 (Redington Works) u. p. 286 (New Almaden Works). Oest. Ztschr. 1868, Nr. 28; 1875, Nr. 37. Rolland-Langer, c. l. p. 21. 9) Oest. Ztschr. 1875, Nr. 13.

Contin. Schachtofenbetrieb.

2) Schachtöfen mit continuirlichem Betriebe. Dieselben zeigen die Nachtheile der discontinuirlich gehenden Oefen weit weniger, wenn sie mit zweckmässigen Condensatoren (S. 415) versehen sind.

Als Condensatoren dienen gemauerte Kammern (Idria, Castellazara, Ripa), eiserne (Exeli's Ofen) oder hölzerne Röhren (Vallalta), in Californien meist anfangs grosse gemauerte Flugstaubkammern, dann stark gekühlte eiserne Röhren, in denen sich die Hauptmenge des Quecksilbers verdichtet, dann noch eine Reihe Condensatoren aus Holz und Glas. Saugvorrichtungen (S. 416), meist Wassertrommelgebläse (Fig. 211, S. 421), seltener Ventilatoren und Cagniardellen, befördern den Zug.

Die Schachtöfen lassen sich eintheilen in solche für Stufferze, Graupen (Erze mittlerer Grösse), Griese und Schliege, letztere werden häufiger in Flammöfen geröstet.

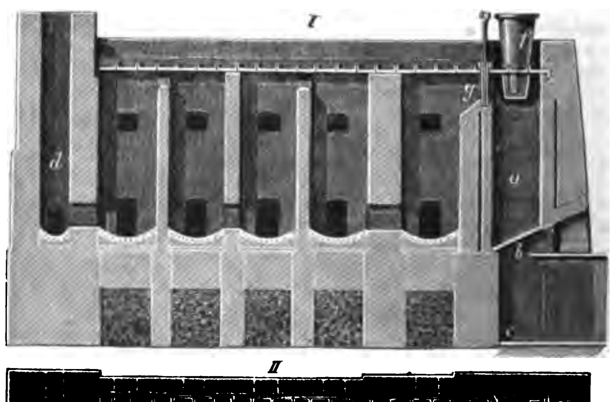
Stufferzöfen.

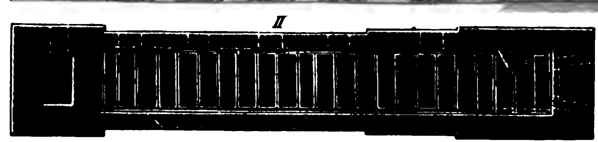
a) Oefen für Stufferze. Dieselben werden im Allgemeinen nach Art der Rumford'schen Kalköfen oder Eisensteinröstöfen betrieben, entweder mit eingeschichtetem Brennmateriale oder seitlicher Flammenfeuerung. Der älteste Repräsentant dieser Ofensysteme ist der aus dem de Cossigny'schen rechteckigen Ofen hervorgegangene Idrianer Hähnerofen mit gemauerten Kammern, welchem verbessert Exeli's gepanzerter Schachtofen — mit Eisenplatten dicht umschlossen, um den durch das Eindringen des Quecksilbers ins Gemäuer entstehenden Verlusten entgegen zu wirken — mit Zickzack- oder Schenkelröhrencondensation gefolgt ist. Die neueren californischen Oefen sind Modificationen dieser Ofentypen.

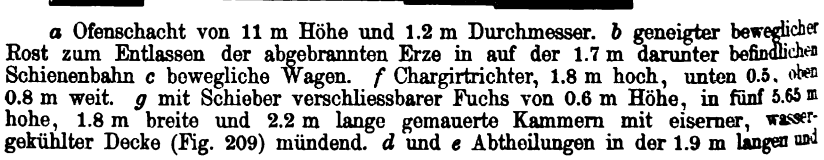
Hähnerofen.

α) Hähnerofen[1]) (Fig. 208—210).

Fig. 208 u. 209. Fig. 210.






a Ofenschacht von 11 m Höhe und 1.2 m Durchmesser. *b* geneigter beweglicher Rost zum Entlassen der abgebrannten Erze in auf der 1.7 m darunter befindlichen Schienenbahn *c* bewegliche Wagen. *f* Chargirtrichter, 1.8 m hoch, unten 0.5, oben 0.8 m weit. *g* mit Schieber verschliessbarer Fuchs von 0.6 m Höhe, in fünf 5.65 m hohe, 1.8 m breite und 2.2 m lange gemauerte Kammern mit eiserner, wassergekühlter Decke (Fig. 209) mündend. *d* und *e* Abtheilungen in der 1.9 m langen und

1) Bulletin de la soc. de l'industr. minérale, St. Etienne 2, 393.

1.2 m weiten Esse mit abwechselnd übereinander liegenden Tropfböden bei Zufluss von kaltem Wasser.

Beispiele. Idria. Idria.[1]) Aufgeben von abwechselnden Lagen von Erz und Holzkohle alle $1^1/_4$ St. und theilweises Wegziehen der Roststäbe zur Entlassung des abgebrannten Erzes in Wagen. Quecksilberverlust 1.21 bei Erzen mit 3.11 Proc. Hg, so dass auf 100 Erz 1.9 Proc. verloren gehen. Ablassen des Quecksilbers von den muldenförmigen und nach einer Seite hin geneigten Kammerböden durch Oeffnungen in einer Seitenwand.

Ripa. Ripa (Toskana.)[2]) Tägliches Durchsetzquantum 4000 kg Erz mit 4 Proc. Kohle bei 0.25—0.3 Proc. Ausbringen an Quecksilber aus dem Erze.

Castellazara. Castellazara (Toscana).[3]) Hähnerofen von 2.2 m Höhe über dem Roste und 0.4 m Weite mit seitlicher Chargiröffnung von 0.18 m Weite. Aschenfall 1 m hoch und 0.58 m weit. Fuchs von 1.2 m Länge und 0.16 m Höhe mit 3 Kammern von 2 m Höhe und 0.75 m Weite communicirend, mit Röhren zur Abführung des Quecksilbers am muldenförmigen Boden; Abzug der Gase und Dämpfe aus der dritten Kammer 0.4 m über dem Boden durch einen 7 m langen und 0.3 m hohen, theilweise mit Wasser gefüllten Canal in eine 1 m weite und 1.5 m hohe Condensationskammer, in welche an der Mündung des Canales Wasserstrahlen einspritzen und welche einmal mit einer 0.16 m weiten Esse, dann mit einem 0.4 m hohen, mit Schieber versehenen Canale communicirt, durch welchen die den Gang der Destillation störende Kohlensäure entlassen werden kann. Verarbeitung von Erzen mit nur 3—4 Taus. Quecksilber, sowie von zu Kugeln geformten, zinnoberarmen, thonigen Erden.

Vallalta. Vallalta (Venetien).[4]) Erze mit durchschnittlich 0.446 Proc. Hg, Ausbringen 0.346, Verlust 0.10 Proc. des Erzes. Erze mit $^1/_8$ Proc. Hg sind noch zu verarbeiten. Hähnerofen (Fig. 211) mit eisernen und hölzernen Condensationsröhren; Aufgeben von Chargen von 480—560 kg Erz mit 2 Proc. Brennmaterial alle $1^1/_4$ St., täglich 9120 kg Erz; $^1/_3$ der Charge sind Stöckel, mit schwefelsäurehaltigem Wasser, welches bei der Condensation erfolgt, angebatzt.

Fig. 211.

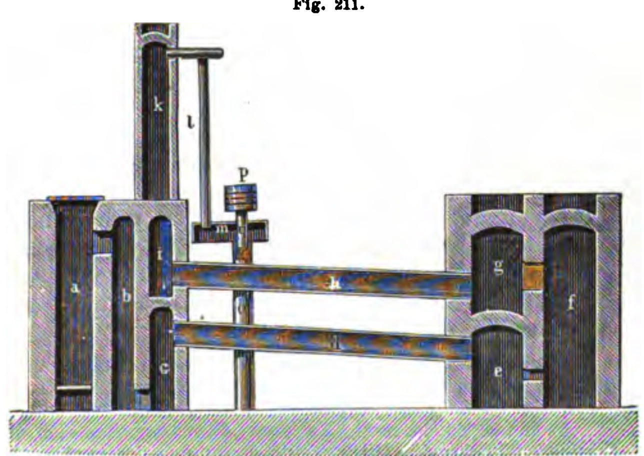


Fig. 211. *a* Ofenschacht von 6.5 m Höhe und 1.2 m Durchm., früher mit horizontalem, jetzt mit 20° geneigtem Roste aus 5 Stäben von 1.6 m Länge mit 0.05 m Zwischenraum; Aschenfall 2.2 m hoch und 1.3 m breit. *b*, *c*, *e*, *f*, *g*, *i*, *k* Condensationskammern von 160 cbm Inhalt. *d* und *h* Holzröhren von 1 m Durchm. und

1) Bulletin de la soc. de l'industr. minérale, St. Etienne 2, 393. Schädlichkeit des Rauches in Kärthner Ztschr. 1873, S. 34. Versuche und Fortschritte in Oest. Ztschr. 1874, Nr. 27; 1876, Nr. 10. 2) B. u. h. Ztg. 1854, S. 419. Bull. c. l. p. 383, 390, 401. 3) Bull. c. l. p. 383, 390, 401. Kerl, Met. 2, 803, Taf. 8, Fig. 223. 4) Oest. Ztschr. 1862, S. 195. Kerl, Met. 2, 803. B. u. h. Ztg. 1864, S. 284; 1868, S. 32. Engin. and min. Journ., New York 1872, Vol. 14, Nr. 11 u. 12. (Mit etwas modificirter Zeichnung.)

15.4 m Länge mit 5° Neigung und von oben mit Wasser betröpfelt, 5 cm dick, bei konischer Form der einzelnen in einander gesteckten Röhrenstücke und mit Holzkeilen geschlossenen Fugen; Länge der Eisenröhren im Gemäuer 1.4 m, Schornstein 10 m hoch, oben 0.3, unten 0.25 m weit. *l* Holzröhren zur Abführung der Gase nach dem mit dem Wassertrommelgebläse *p* in Verbindung stehenden Raume *m*. *q* Saugrüssel des Gebläses. *o* Abfallröhre.

Californien. Californien.[1]) Es ist eine grössere Anzahl von nach dem Hähnersysteme gebauten Oefen von verschiedenen Gestalten und Dimensionen je nach Lokalverhältnissen vorhanden, auch mit Modificationen in den Oeffnungen für den Abzug der Quecksilberdämpfe und der Einrichtung der Condensatoren, meist mit Aspiratoren versehen, welche, wenn richtig angewandt, die S. 416 angegebenen Vortheile gewähren, bei zu kräftiger Wirkung aber zu Quecksilberverlusten führen. Ein zuweilen vorkommender Gehalt der Erze an freiem Schwefel und Bitumen steigert wegen Entstehung höherer Temperatur die Verluste bedeutend und trägt zur stärkeren Corrosion eiserner Condensatoren bei. Hierher gehören folgende Oefen: Luckhardtofen. Unterscheidet sich vom Hähnerofen durch den seitlich gelegenen Feuerungsraum und die Erhitzung von zwei Seiten, wobei die Flamme durch eine Reihe Vertheilungsöffnungen in den Röstraum und die Röstgase durch eine im oberen Theile des Ofens befindliche Oeffnung erst eine 6 m lange Röhre, dann 3 eiserne vom Wasser gekühlte Condensatoren von 4.5 m Höhe und 2 m Weite passiren, worauf ein Ventilator die Dämpfe in hölzerne, mit einer Esse verbundene Kammern schafft, bei sehr vollständiger Condensation. Tägliches Durchsetzquantum 15—18 t à 1016 kg mit über 10 Proc. Hg. — Riotteofen: mit nahezu cylindrischem Schachte, oben 95 cm, mitten und am Boden 1.57 m weit, Feuerungsraum innerhalb des Ofens nach Art der schwedischen Eisensteinröstöfen mit Schweinerücken. — Neale's Ofen: Dem Hähnerofen sehr ähnlich, für schwefelkiesreiche Erze mit Cokes geschichtet, Hervorbringung des Zuges durch eine hohe Esse am Ende einer Reihe von 16 eisernen und Ziegelcondensatoren. — Sonstige Oefen von 6.3 m Höhe und 1.3 m Weite bei Chargen von Erz und Holz, wobei der Kalkgehalt der ersteren zur Austreibung des Quecksilbers mit beiträgt; Ableiten der Quecksilberdämpfe in einem eisernen Rohre unter einem Winkel von 40° auf einen Wasserspiegel, von da durch einen 94 m langen, mit Cement ausgekleideten, 20° ansteigenden Canal, in welchem Wasser herabfliesst, in einen Schornstein; Ableiten der Dämpfe nach Formhals in einen mit einer Cagniardelle versehenen abgeschlossenen Raum, nach dem Passiren desselben noch in einen zum Theil mit Wasser gefüllten Behälter, von da in einen Schlot.

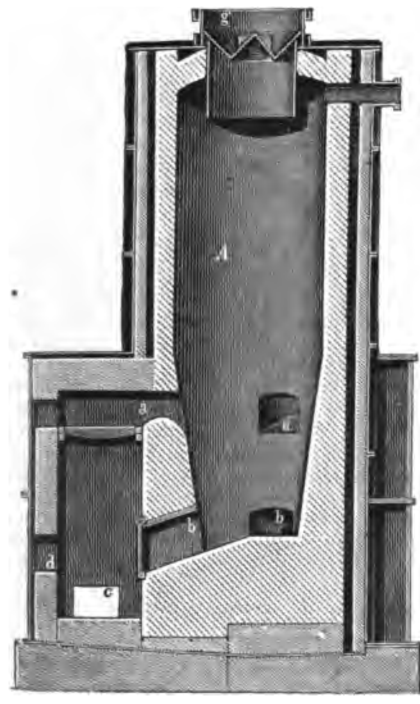
Panzerofen. β) Exeli's gepanzerter Schachtofen. Diese Oefen hindern wegen der Panzerung den Austritt der Quecksilberdämpfe durch Ritzen des Gemäuers, die Gestehungskosten sind gering, der Abgang niedrig, die Bedienung leicht, und die Rösttemperatur lässt sich je nach Bedarf leicht regeln wegen seitlicher Lage der Feuerung. Die Oefen sind mit Schenkelröhrencondensation versehen (Idria) oder mit gemauerten Kammern verbunden, an die sich gusseiserne Condensatoren und solche von Holz oder Glas anschliessen (Californien).

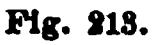
Beispiele. Idria. Idria.[2]) Ofenschacht *A* (Fig. 212—215), 4 m hoch, oben 1.9 m und unten 1.3 m weit. *a* 3 Holzfeuerungen, 86 cm lang, 32 cm breit, unter denen sich 3 obere Ausziehöffnungen *b* von 58 cm Höhe und 63 cm Breite befinden. *c* untere Ausziehöffnungen, 53 cm hoch und 63 cm weit, bei deren Durchstreichen sich die Luft an den heissen Erzstücken erwärmt. *d* Thür zum Einführen des Gezähes beim Erzeziehen aus *b*, übrigens geschlossen. *g* Chargirtrichter mit Wasserverschluss, 1 m weit. *m* 3 Touren 48 cm weiter Schenkelröhren, durch Röhren *n* mit dem Ofenschachte in Verbindung. *p* Gusseisenkästen, mit Wasser gefüllt, welche einen continuirlichen Abfluss, sowie das jederzeitige Herausnehmen von Quecksilber und Stupp zulassen, so dass das gefährliche Einsteigen und Reinigen der Röhren beseitigt

1) Berggeist 1862, S. 341. B. u. h. Ztg. 1871, S. 436; 1872, S. 318; 1875, S. 403, 420 (Riotte, Knox, Pershbaker); 1876, S. 86 (Knox, Luckhardt, Neale, Gruner, Janin); 1879, S. 238. Transact. of the Amer. Inst. of Min. and Engin. Vol. 3, 1875, p. 289 (Luckhardt, Knox, mit Abbildgn). Revista minera Bd. 18, Nr. 405. Oest. Ztschr. 1867, Nr. 29 (Coignet); 1868, Nr. 28. Dingl. 238, 228. 2) Rittinger's Erfahr. f. 1872. B. u. h. Ztg. 1874, S. 79. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 27, 29 (Stupppressen), 31; 1876, Nr. 10. Sonstige Citate S. 421.

und eine Unterbrechung des Betriebes dabei nicht erforderlich ist. Herstellung des Zuges durch eine Centralesse statt des früheren Wassertrommelgebläses. Der Ofen


Fig. 212.




Fig. 213.



verarbeitet monatlich etwa 250 000 kg arme Erze mit 0.3—1.0 Proc. Hg bei einem Verbrauche von 75—82 cbm Holz. Ein Essenstupp [1]) mit 37.77 Proc. Hg enthielt 7.32 Proc. davon in Salzform, 3.12 Proc. metallisch und 27.35 Proc. als HgS. In 24 St. entströmten der Centralesse 9 kg SH_2, 2070 kg SO_2, 163 034 kg CO_2, 32.009 kg CO, 1 394 050 kg Luft und 354.083 kg überschüssiger Stickstoff. — Neuerdings hat Langer [2]) den Exeli'schen Ofen dadurch modificirt, dass 4 Oefen von oblongem

Fig. 214.

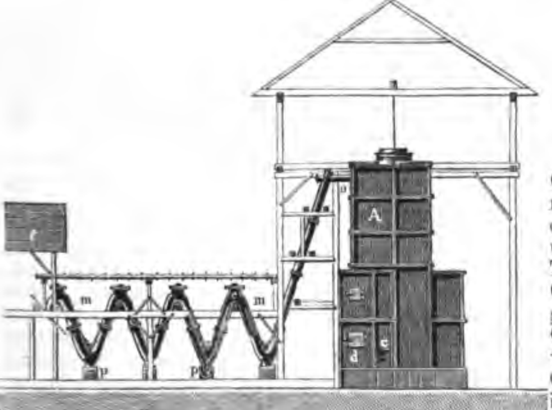
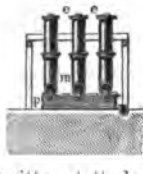


Fig. 215.



Querschnitte, statt des kreisrunden einzelnstehenden, in einem einzigen Panzer stecken und Flammenfeuerung mit Treppenrosten angebracht ist. Gase und Dämpfe ziehen sehr gleichmässig in durch den Ofen gehende drei Röhren, welche an der Seite oblonge Oeffnungen haben und sich in drei mehrmals gebrochene Röhrentouren, die theilweise in Wasserkästen stehen, behufs der Condensation der Quecksilberdämpfe fortsetzen. Aus den Röhren gelangen die Dämpfe in die zweite Abtheilung von Condensatoren,

1) Oest. Ztschr. 1877, Nr. 12. Dingl. 220, 87; 225, 214. 2) Oest. Ztschr. 1880, Nr. 35 m. Abbldg. B. u. h. Ztg. 1880, S. 393.

in Kammern, auf der eisernen Decke mit fliessendem Wasser gekühlt und durch hölzerne vertikale und horizontale Scheidewände in Abtheilungen getheilt. Aus diesen fallen die Dämpfe durch Canäle in ein unterirdisches Kammersystem, durchziehen noch mehrere Canäle und gelangen schliesslich durch einen Hauptcanal in ein grosses gemeinschaftliches Condensations-Kammersystem und von da in die Centralesse. Fassungsvermögen eines Ofens 422 metr. Ctr., Durchsetzquantum in 24 St. per Ofen 158.73 metr. Ctr. bei einem Aufwande von 2.067 rcbm Holz gegen 2.458 rcbm für die Exeli'schen Oefen.

Neumarktl. Neumarktl.[1]) Ofen von 9.25 m Höhe und 1.25 qm Querschnitt, Parry'scher Trichter, unten mit Sperrventil versehen; Condensationssystem mit 8 stehenden Röhren in Verbindung mit 2 horizontalen Röhren und 2 hölzernen Stuppkästen, dann einer mehrfachen, etwas geneigten Luttenleitung, welche in eine mit Wasser gespeiste stehende, als Wassertrommelgebläse wirkende Lutte mündet. Chargen aus 0.32 cbm Erz mit 0.8 Proc. Hg und 0.05 cbm Holzkohle.

Californien. New Almaden in Californien.[2]) Schacht von 6.3 m Höhe, 1.87 m Durchmesser von oben bis auf 4 m herab cylindrisch, unten 1.25 m. Runder Theil mit 5 mm starkem Blechmantel gepanzert, mit Rauh- und Kernschacht und Füllung dazwischen, polygonaler Theil mit gusseisernen, gut verkitteten und verschraubten Platten gepanzert; Gicht mit Wasserverschluss und 0.6 m darunter 6 gleichmässig vertheilte Abzugsöffnungen, welche mittelst eines den Ofen umgebenden Rohres von 0.54 m Durchmesser Gase und Dämpfe in ein grosses Gusseisenrohr, von da in zwei gemauerte Kammern von 8.4 m Höhe, 5.4 m Breite und 8.4 m Länge, dann in einen Fiedler'schen Condensator[3]) (Kasten von Gusseisen mit Dach und durch 3 Doppelwände in von Wasser berieselte Abtheilungen getheilt) und schliesslich in eine Serie von Condensatoren nach Fiedler-Randol (Holzkästen mit Fenstern und in mehrere Abtheilungen getheilt) leiten. Chargen von 720 kg reicher Erze mit 10 Proc. Hg und 1.5 Proc. Cokes (welche auf Verminderung des Stuppquantums wirken), Durchsetzquantum in 24 St. 10 t mit 2.7 cbm Holz. Hauptcondensation in dem Rohrsysteme um dem Ofen herum; 12 Spähöffnungen gestatten in 4 Niveaus Einsicht in den Ofen behufs Regelung der Chargen und der Heizung. Kosten pro 1 Thl. Quecksilber 39.94 Proc. geringer, als im alten Idrianer Ofen (S. 419). Diese Oefen würden in Californien allgemeiner angewandt werden, wenn die meisten Gruben nicht Feinerze lieferten.

Graupen-öfen. b) Oefen für mittlere Erzgrössen. Dieselben werden vielfach in Gestalt der Knoxöfen (Fig. 216, 217) in Californien angewandt, in welchen das Erz in verhältnissmässig dünner Schicht von der Flamme der seitlichen Feuerung getroffen wird, indem dieselbe den Ofenschacht quer durchstreicht, was aber eine geringere Wärmeausnutzung bedingt. Statt der sich leicht verstopfenden Verbindungslöcher zwischen Schacht und Condensatoren werden durch flache Bogen von oben nach unten immer weiter zurücktretende Schlitze erzeugt, welche sich nicht verstopfen können. Canäle reguliren den Zutritt der atmosphärischen Luft.

Californien. Californien[4]) (Redington, Sulfurbank, California, Manhattan u. s. w.). Ofenschacht *A* (Fig. 216, 217), 12 m hoch, oben 63 cm im Quadrat weit, bei 1.26 m Tiefe 2.2 m weit. *a* Feuerung. *b* Dampfabzug in die eiserne Röhre *c*. *d* Ausziehöffnung. *e* eiserne, mit Wasser gekühlte Condensatoren mit geneigtem Boden von 2.5 m Länge, 78 cm Weite und 1.57 m Höhe an dem einen und 1.88 m Höhe am anderen Ende. *f* Topf zur Aufnahme des Quecksilbers, *g* Absatzbassin für von *i* kommende Abgänge. *W* Dampfmaschinen für die Root'schen Ventilatoren, welche die Dämpfe aus den einzelnen Condensatorsystemen durch 470 m lange und 78 cm weite Holzcanäle *h* dem 4.7 m hohen und 1.3 m weiten Schornsteine zuführen. *y* Eisen. Fassungsraum 75 t Erze mit 10 Proc. Hg, alle Stunden wird 1 t gezogen. Auf 1 t Erz gehen etwa 60 cbm Holz. — Gruner's Ofen unterscheidet sich vom Knoxofen durch Anbringung von mehreren Feuerungen statt einer und durch einen

1) Kärnthn. Ztschr. 1877, Nr. 15 u. 16, mit Abbldg. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 31. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 403; 1876, S. 79, 85; 1879, S. 238. Rolland-Langer, l. c. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 239. 4) Ebend. 1875, S. 420; 1876, S. 86; 1877, S. 276; 1879, S. 238. Rolland-Langer, c. l. S. 25.

von oben nach unten sich stetig erweiternden Schacht. — Janin hat in seiner Veränderung des Knoxofens statt einer zwei Oeffnungen zur Abführung der Dämpfe angebracht, wobei durch die obere Oeffnung die leichteren Dämpfe (Wasser, schweflige Säure u. s. w.) abziehen in besondere Condensatoren, durch die untere die Quecksilberdämpfe, wodurch die eisernen Condensatoren weniger angegriffen werden und weniger Stupp erfolgt.

Fig. 216.

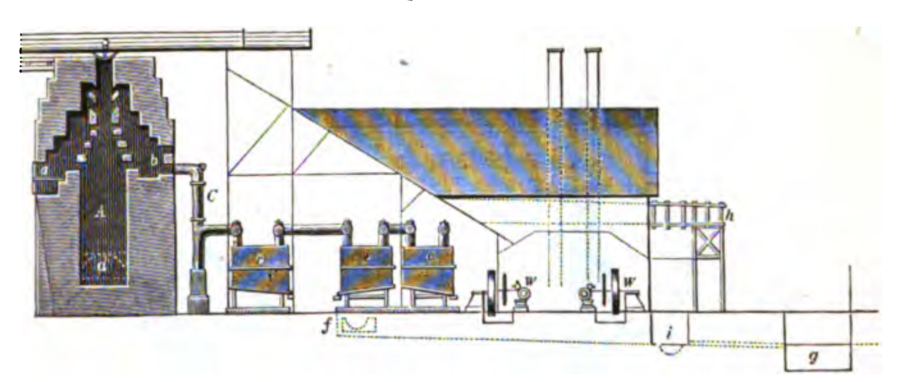
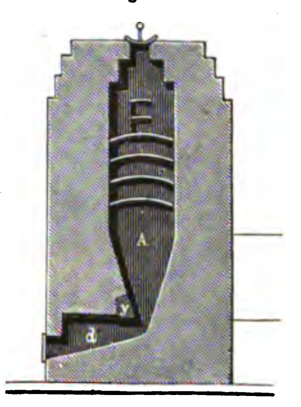


Fig. 217.



c) Oefen für Griese und Schliege.[1]) Diese Oefen sind den Gerstenhöfer'schen oder den älteren Hasenclever'schen Plattenöfen (Fig. 92, S. 145) nachgebildet. Schliegöfen.

Ofen von Scott und Huttner zu New Almaden. Das Röstgut gleitet, wie bei Hasenclever's Ofen, in einem vertikalen Schachte auf Platten im Zickzack herab, und in den Stirnseiten des Schachtes sind über jeder Hauptplatte die Oeffnungen für den Ein- und Austritt der Feuergase, welche den Ofen quer durchziehen, angebracht. — Auf Sulfurbank erbaute Oefen gleichen den Gerstenhöfer'schen mit schachbrettartig angeordneten Thonprismen und in dem Ofen von Livermore zu Knoxville-Hütte rutscht das Erz auf einer langen geneigten Sohle nieder und wird von der emporziehenden Flamme getroffen. Man setzt in 24 St. 20 t Erz durch. Die Erze brennen besser aus als in Knoxöfen, und die Dämpfe verlassen den Ofen weniger heiss. Beispiel. New Almaden.

151. Röstung in Flammöfen. Dieselbe ist für Erzklein in Anwendung gebracht, wo man dasselbe nicht angebatzt oder auf Casetten in Schachtöfen bringt. Als Beispiel gilt der Idrianer Albertiofen (Fig. 218—221), welcher zu Vallalta[2]) wegen grossen Holzverbrauches und schädlicher Wirkung der Quecksilberdämpfe auf Arbeiter und Vegetation sich nicht bewährt hat. Anwendbarkeit.

Idria.[3]) Chargiren von 2250 kg Erzklein mit $^3/_4$—1 Proc. Hg, Ausbreiten 10—11 cm hoch, Feuern bei geschlossener und lutirter Arbeitsöffnung, bis die erste Hälfte des Herdes glühend geworden, theilweises Abgehenlassen des Feuers, Um- Beispiel. Idria.

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 289. Rolland-Langer, c. l. p. 34. 2) Oest. Ztschr. 1862, S. 195. 3) Kerl, Met. 2, 805.

schaufeln des glühenden Erzkleines 5—6 Min. lang, Schliessen der Arbeitsthür, Verstärkung des Feuers während 20 Min., bis das gewendete Erz der ersteren Hälfte glühend geworden, Ausziehen des Erzes vom ersten Drittel des Herdes in die Gasse c, Vorrücken des zweiten Drittels aufs erste und des dritten aufs zweite, Chargiren einer Post von 750 kg aufs hintere Drittel, Schliessen der Arbeitsthür, Glühendfeuern des ersten Drittels, Wenden der ersten Herdhälfte bei vermindertem Feuer, Schliessen der Thür, Glühendfeuern der ersten Herdhälfte, Ausziehen des vordersten

Fig. 218.

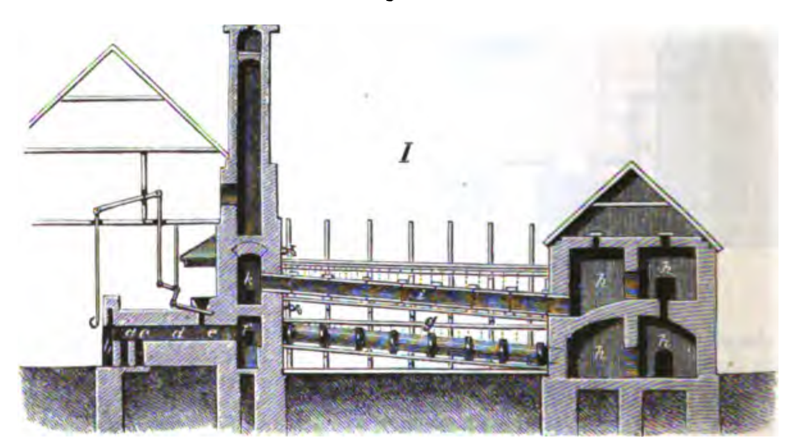


Fig. 219. Fig. 220.

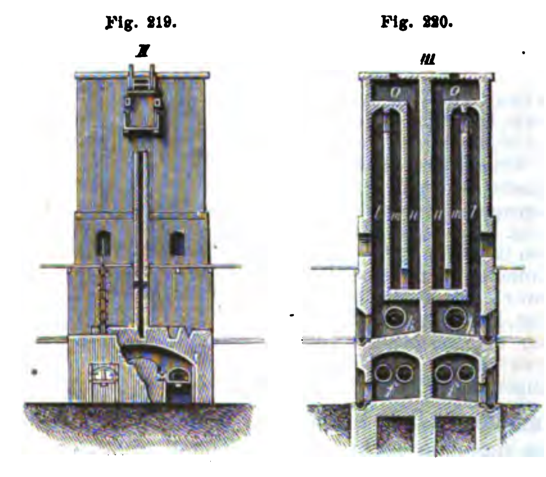
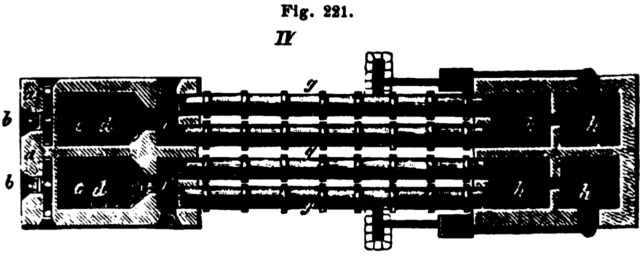


Fig. 218—221. *a* Rost. *b* Arbeitsöffnung. *c* Schlitz zur Aufnahme des ausgebrannten Erzes beim Ausräumen (Brandgasse). *d* Herd 4.7 m lang und 2.6 m breit. *e* Fülltrichter. *f* Vorkammer. *g* zwei neben einander laufende, aus mehreren Stücken zusammengesetzte Röhren von 0.94 m Durchmesser und 13 m Länge, von aussen mit Wasser betröpfelt. *i* desgl. *h* Kammern. *k* Esse, nach oben durch Ziegelwände in die Abtheilungen *l*, *m*, *n* getheilt. *o* Ausgang in die Atmosphäre.

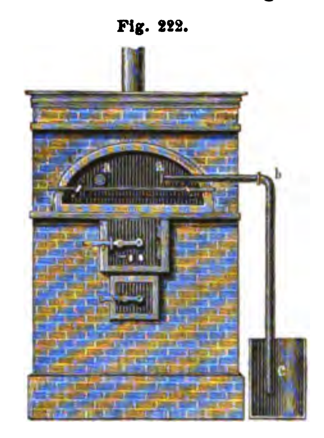
Fig. 221.



Drittels in *c* und so fort. Ausziehen des Drittels bei armen Erzen alle 3 Stunden, tägliches Quantum 6650 kg und 5000 kg Schlieg bei 5—6 Proc. Quecksilberverlust. Verbrauch von 3.15 cbm Fichtenscheitholz auf 100 kg Erz (in Schachtöfen 50 kg); Destillation des Stupps in einem besonderen Röhrenofen mit Pultfeuerung. Die vollständige Condensation der Dämpfe durch Hindurchleiten durch eine 26—78 mm hohe Wasserschicht gelang nicht; es erfolgte nur weniger Stupp und es gelangte noch viel Flugstaub ins Freie. Neuerdings hat man auch die Flammöfen mit Eisenplatten gepanzert.

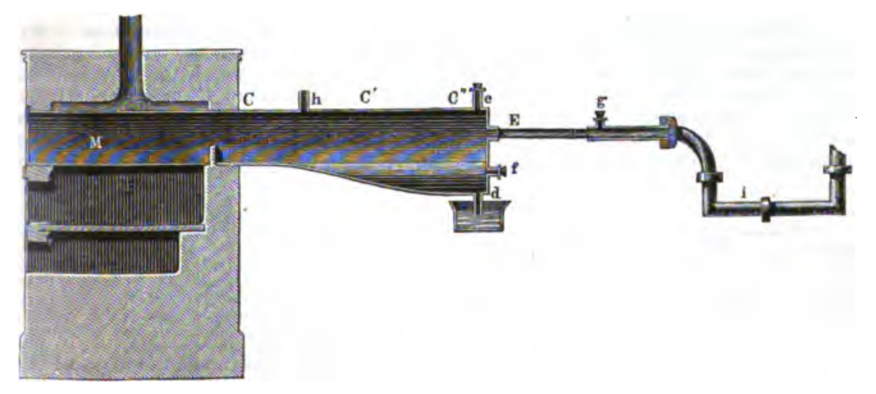
152. Röstung in Gefässöfen (Muffelöfen). In Californien, wo sie seit länger sporadisch in Anwendung, rühmt man diesen Oefen hauptsächlich geringe Anlagekosten nach, dagegen geben sie eine für dasige Verhältnisse nur verhältnissmässig geringe Production bei grossem Aufwande an Löhnen und Brennmaterial, sowie bedeutenden Reparaturkosten wegen rascher Corrosion der Eisenretorten und ohne grösseres Ausbringen, als in Schachtöfen, wegen minder vollkommener Condensationsvorrichtungen. Dagegen hat Patera[1]) neuerdings in Idria Muffelöfen in Ausführung gebracht, welche nachstehende Vortheile vor den dort sonst üblichen Oefen gewähren: ärmere Destillationsrückstände und Erforderniss von nur Rothglühhitze bei passender Regulirung des Luftzutrittes, in Folge dessen sich die Dämpfe leichter und vollständiger condensiren lassen (Ausbringen an 90 Proc. vom wirklichen Gehalte). Gefässöfen.

Fig. 222.



Idria. Patera's Ofen (Fig. 222, 223). *M* Muffel, am Boden 628 mm weit, 236 mm hoch, 760 mm lang, von welcher Länge an beiden Seiten je 157 mm auf Mauerwerk liegen und 78.5 mm an der Hinterseite emporragen. *aa* Oeffnungen von 26 mm Weite mit eisernen Ansatzröhren zur Luftzuführung und Beobachtung des Ofeninnern mit ins Gefäss *c* mündendem Schlauche *b* zum Schutze der Arbeiter gegen etwa Beispiel. Idria.

Fig. 223.



austretendes Quecksilber. *C* und *C'* blecherne Condensationsröhren, erstere halbkreisförmig, letztere elliptisch mit Fall nach *C''*, am Boden mit Abflussrohr *d* für das

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 91, 419 (mit Abbldg.). Metallurgical Review 1878, Nr. 4. Oest. Ztschr. 1874, Nr. 21, 22.

Quecksilber und in der Decke mit Reinigungsrohr. *E* Rohr von 52 mm Weite zu weiteren Condensationsvorrichtungen (System von mit einer Esse verbundenen Thonröhren *i* von 55 mm Weite) führend. *f* verspundete Reserveöffnung. *g* Oeffnung zum Einbringen eines Goldbleches. *h* Oeffnung für das Thermometer. Condensator aussen mit Wasser zu kühlen. Erhitzen einer Charge von 50 kg Erz mit 1.5 bis 3.6 Proc. Hg 2 St., Rückstände mit 0.05—0.085 Proc. Hg, Ausbringen 88—90 Proc., wenig Stupp. — Production in 1877: aus 12000 t Erz mit 0.3—0.6 Proc. Hg 60 t in Schachtöfen, in Flammöfen aus 22000 t Erz mit 1.5 Proc. Hg 202 t, in Muffelöfen aus 100 t Erz mit 5—15 Proc. Hg 100 t Quecksilber.

Californien. Californien[1]) (Missourigrube bei Pine Flat). Oefen mit 2 und 3 Retorten von 2.9 m Länge, 32 cm Höhe und 48 cm Weite für Chargen von resp. 125 und 175 kg Erz mit $^1/_2$—2 Proc. Hg und 500—1050 kg Durchsetzquantum in 24 St. Chargiren alle 12 St. während $^3/_4$ St., Ausbringen 1.75—35 kg in 24 St. mit $3^1/_2$ Cords à 3.568 cbm Holz. Abführung der Dämpfe durch ein Eisenrohr von 9.4 m Länge und 16 cm Weite in 2 eiserne Glocken von 95 cm Länge, 63 cm Breite und 63 cm Höhe, welche in eiserne Tröge mit Wasser tauchen; continuirlicher Abfluss des Quecksilbers von dem geneigten Boden; Bearbeiten des Stupps (70 kg) in einem eisernen Troge mit einer Kratze, bis kein Quecksilber (Erfolg von 60 kg) mehr ausfliesst, dann Zusammenrühren des Rückstandes mit 1.5—2.5 kg ungelöschtem Kalk ohne Wasser und Destilliren in Retorten, wobei noch 5 kg Quecksilber erfolgen.

VII. ZINK.

Zinkerze. **153. Zinkerze.** Zur Zinkgewinnung dienen:

1) Zinkerze[2]), und zwar:

Zinkspath, edler Galmei. ZnO, CO_2 oder $ZnCO_3$ mit 65.2 ZnO und 34.8 CO_2 mit 52 Proc. Zn; meist im isomorphen Gemische mit Carbonaten von Eisen, Mangan, Kupfer, Cadmium, Blei, Kalk, Magnesia; zuweilen in Begleitung von Eisenerzen, Bleierzen, Zinkblende, Kupferkies, weniger von Arsen- und Antimonverbindungen.

Seltener auf Gängen, als in Lagern, Stöcken, Nestern und Imprägnationen in der devonischen Formation zwischen Kalk und Schiefer (Altenberg, Stolberg, Iserlohn, Belgien, Potes in Nordspanien), im Zechstein (Osnabrück), im Muschelkalk (Wiesloch, Polen, Oberschlesien), im Dachsteinkalk (Kärnthen), im Dolomit (Pennsylvanien), in der Kreide (Santander). Die Galmeilagerstätten setzen im Allgemeinen nicht tief in die Erde und die alten Fundorte liessen in der Production bedeutend nach, als man neuerdings reiche Galmeiablagerungen in Spanien (in Nordspanien mit eingesprengtem

---

1) Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. 1875, Vol. 3, p. 276. 2) Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl. 7, 1146. Kerl, Met. 2, 626. Chevallier, Exposit. univers. de 1872 à Paris, Tom. V, p. 123, 632. Oesterr. Ausstellungsbericht, Wien 1868, 9. Lief. S. 42. Preuss. Ztschr. 15, 239. Thum in B. u. h. Ztg. 1875, S. 357. Oest. Ztschr. 1879, Nr. 5 (Granthal). Laur über Galmeivorkommen in Bullet. de la soc. de l'industr. minér., St. Etienne 1876, Vol. 5, Nr. 1, p. 89; Nr. 2, p. 275. Altenberg: Berggeist 1874, Nr. 3; Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 1875, Bd. 19, S. 867. Wiesloch: Berggeist 1859, Nr. 63. A. Schmidt, die Zinkerzlagerstätten von Wiesloch. Heidelberg 1881. Oberschlesien: Römer, Geologie von Oberschlesien, Breslau 1870. Lindner in Ber. d. deutschen chem. Ges. 1878, S. 394; B. u. h. Ztg. 1878, S. 299 (Blende). Santander: B. u. h. Ztg. 1863, S. 163. Griechenland: B. u. h. Ztg. 1876, S. 309, 407; 1878, S. 40. Schweden: B. u. h. Ztg. 1866, S. 405; 1867, S. 149; 1870, S. 299 (Blende). Ver. Staaten: Dingl. 229, 467 (Beco). Oest. Ztschr. 1878, Nr. 41, 43. Leob. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 282. Engin. and Min. Journ. 1874, Vol. 18, Nr. 3, p. 37; 1879, Vol. 28, Nr. 14 (Missouri). Mining Magazine 2 sér., Vol. 1, Nr. 4 (Tennessee). B. u. h. Ztg. 1874, S. 322; 1875, S. 173; 1876, S. 439. Combet, mines de Zinc etc. des Arguts (Haut-Garonne), Paris, Boger. Polen: B. u. h. Ztg. 1880, S. 254. Berechnung des Werthes der Zinkerze in Berggeist 1867, Nr. 22. B. u. h. Ztg. 1875, S. 357; 1876, S. 6, 118, 139; 1878, S. 387. Citate auch in Kerl's Repertor. d. techn. Literatur unter Zink.

Zinnober), Griechenland und zu Iglesias in Sardinien auffand, sowie Blendegänge in Schweden, am Rhein, im Aveyron u. a. — Die Aufbereitung kann in einer blossen Handscheidung, wohl nach vorherigem Abwitternlassen des beigemengten Thones, bestehen oder in umfangreicheren Separations- und Wascharbeiten[1]), auch hat man eine Trennung von Spatheisenstein mittelst Magneten[2]) vorgenommen.

Kieselgalmei, theils wasserfrei als Willemit $2\,ZnO, SiO_2$ oder Zn_2SiO_4 mit 58.1 Zn, theils mit Wasser als $2\,ZnO, SiO_2 + H_2O = Zn_2SiO_4 + H_2O$ mit 53.7 Zn. Meist mit Zinkspath brechend und reiner, deshalb besonders zur Zinkweissfabrikation geeignet.

Zinkblüthe, $3\,ZnO, CO_2 + 2\,H_2O = Zn_3CO_5 + 2\,H_2O$ mit 57.1 Zn.

Mit Zinkspath untergeordnet vorkommend; zuweilen kupferhaltig (Bleiberg und Raibl in Kärnthen, in der Provinz Santander in grösseren Mengen).

Rothzinkerz, ZnO mit 80.2 Zn, gewöhnlich gemengt mit Magneteisen und Franklinit, $(ZnO, FeO)(Fe_2O_3, Mn_2O_3) = (Fe, Zn)O + (Fe, Mn)_2O_3$ mit 21 Zn.

Hauptsächlich zu Franklin in New-Jersey[3]); zur Darstellung von Zinkweiss, Zink und Spiegeleisen benutzt.

Zinkblende[4]), ZnS mit 66.9 Zn, häufig isomorphes FeS und CdS enthaltend.

Meist mit anderen Schwefelmetallen (Bleiglanz, Kupfer-, Schwefel-, Arsenkies, Silbererzen u. s. w.), seltener auf Nestern und Lagern (Ammeberg, Scharley[5])), als auf Gängen im krystallinischen Schiefer (Freiberg), im Devon (Nassau, Mühlheim, Meschede, Brilon) und im Kohlengebirge (Oberharz, Stolberg) vorkommend; in der Regel silberarm (S. 252), dem Galmei gegenüber von constanteren äusseren Eigenschaften und von constanterem Vorkommen; bei der mechanischen Aufbereitung sich im Allgemeinen günstiger verhaltend und in Folge dessen durchschnittlich ärmer abzubauen, jedoch zuweilen auch von beibrechenden Schwefelmetallen, namentlich bei inniger Mischung, wegen deren höheren specifischen Gewichtes nicht ohne Schwierigkeiten durch Aufbereitung[6]) zu trennen. Doch kann es vortheilhafter sein, mit silberhaltigem Bleiglanze vorkommende Blende aufzubereiten, als solche im Gemenge mit werthlosen Massen, wie z. B. die zwischen Fahlun und Ammeberg mit Glimmer, Chlorit- oder Hornblendemassen vorkommende Blende zu verhütten. Derartige Gebilde, zu denen noch andere Schwefelmetalle hinzutreten können, finden sich vorwaltend in den ältesten Gebirgsformationen, in krystallinischen Gesteinen, in geringerer Ausdehnung in den untersten Schichten des Silurs (Nordwales), während das jüngere Silur und Devon die reichsten und reinsten Blenden aufweist (Oberharz, Rhein, Denbigh und Shropsire in England, Aliva in Santander). Erze der letzteren Art lassen sich leicht auf 60 Proc. Zn anreichern, solche der ersteren, namentlich die schwedischen, welche eine vollständige Zerkleinerung verlangen, nur auf höchstens 45 Proc. Stuffblenden können unreiner sein, als gewaschene oder durch Siebsetzen erhaltene; Setzsiebgraupen sind meist den Schliegen vorzuziehen. Vorschläge zur Scheidung der Blende von Schwefelkies[7]) durch Röstung und Siebsetzen; Trennung von Spatheisenstein durch Rösten und Ausziehen des Eisenoxyduloxydes mittelst Magneten.[8]) In manchen Blenden finden sich Indium, Thallium und Gallium.[9])

---

1) Wäsche auf Scharleygrube in Ztschr. d. oberschles. Berg- und Hüttenm. Ver. 1863, Nr. 2. Pennsylvanien: B. u. h. Ztg. 1872, S. 53. Rev. univers. 1877, Vol. 1, Nr. 1, p. 11 (Belgien). 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 197; 1880, S. 255. 3) Ebend. 1847, S. 489; 1855, S. 83; 1861, S. 199, 221; 1866, S. 29. Oest. Ztschr. 1878, S. 441. Leoben. Jahrb. 27, 293. Sonstige Citate bei Zinkerzvorkommen in den Ver. Staaten S. 428, Anmerk. 4) B. u. h. Ztg. 1876, S. 153. 5) Ebend. 1878, S. 256; 1879, S. 425, 6) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 163. B. u. h. Ztg. 1857, S. 293; 1872, S. 53. Schönfelder, die baulichen Anlagen a. d. Preuss. Berg-, Hütten- u. Salinenwerken 1862, 1. Lief. Zeichnungssammlung des Vereins „Hütte“ 1863, Nr. 19; 1860, Nr. 27. Ann. d. min. 2. livr. de 1877, Tom. 11 (Ammeberg). Rev. univers. 1877, Nr. 1, Vol. 1, p. 11 (Belgien). Trennung von Schwefelkies u. Blende in B. u. h. Ztg. 1880, S. 256 (Meinecke). 7) B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. 8) Oest. Ztschr. 1873, Nr. 45. B. u. h. Ztg. 1874, S. 302; 1879, S. 197; 1880, S. 255, 306, 477. 9) Muspratt's Chem. Bd. 7, S. 1160. B. u. h. Ztg. 1877, S. 215; 1879, S. 206. Chemiker-Ztg. 1880, Nr. 27, S. 443.

Hüttenabfälle.

2) **Hüttenabfälle** in Gestalt von zinkischen **Ofenbrüchen** der Eisenhohöfen (**Gichtschwamm**) und Bleiöfen (**Ofengalmei**), sowie von **Flugstaub**, sämmtlich reich an Zinkoxyd.

Verwendung der Oberschlesischen und New Jerseyer Gichtschwämme[1] mit bis 80 Proc. Zink und des Unterharzer Ofengalmeies[2]) zur Zinkgewinnung; des Flugstaubes von Freiberger Oefen, welcher mit verdünnter Schwefelsäure ausgelaugt, aus der Lösung durch Schwefelwasserstoff Arsen gefällt, die Lauge auf Zinkvitriol versotten, dieser mit Cokesklein bei schwacher Dunkelrothgluth in der Muffel geröstet und das erfolgende Zinkoxyd durch Erhitzen mit Kohle auf Zink verarbeitet wird.

Werth der Zinkerze.

Der Werth der Zinkerze hängt nicht allein von ihrem Zinkgehalte, sondern ganz wesentlich auch von den fremden erdigen und metallischen Beimengungen ab, welche einestheils die Vorbereitung (Röstung) mehr oder weniger beeinflussen, anderntheils bei der Destillation die Gefässe zerstören oder das Zink verunreinigen können.

Zinkproduction.[3]) Dieselbe[4]) betrug im Jahre 1876 an 178 690 metr. t à 1000 kg, und zwar lieferten Vieille-Montagne 38 518, Eschweiler 5 296, Stolberg 13 645, Austrobelge 5 600, Astur. Gesellsch. 11 178, Wittwe Laminne & Söhne 5200, Nouvelle Montagne 4758, Oesgher & Mesdach zu Ougrée 2740, Gladbach 4200, Schlesien 49 377, Bédarieux 2000, England 12 000, Oesterreich und Polen 5000, Iserlohn 4458, Bleiberg 1720, Ver. Staaten 15 000 metr. t à 1000 kg. Im Jahre 1877 producirten die deutschen Zinkhütten 94 995.8 metr. t Zink im Werthe von 33 812 848 M. Nach anderen Angaben beträgt die Gesammtproduction etwa jährlich 118 000 t, wovon kommen: auf Schlesien mehr als $^1/_3$, auf Preussen etwa $^1/_2$, dann folgen Belgien, hiernach England.

Theorie.

154. Zinkgewinnungsmethoden. Die Zinkgewinnung beruht auf der Reduction von Zinkoxyd, durch **Vorbereitungsarbeiten** (Calciniren oder Rösten der Erze) erzeugt, mittelst Kohle und Kohlenoxydgas. Da der Reductionspunkt des Zinkes bei höherer Temperatur (etwa bei 1100° C.) liegt, als dessen Schmelzpunkt (412° C., nach Thum 400°) und Siedepunkt (nach Thum bei 1000° C., nach Deville bei 1040°, nach Komorek bei 1050°), so erfolgt das reducirte Zink in Form von Dämpfen, welche durch Abkühlung (etwa zwischen 550 und 400° C.) zu flüssigem Zink condensirt werden müssen. Es bedarf aus diesem Grunde zur Zinkgewinnung (**Destillation**) der einen hohen Brennmaterialverbrauch bedingenden **Gefässöfen**, welche, da die Reduction bei einer der Weissgluth nahe liegenden Temperatur stattfindet, sehr feuerfestes und deshalb kostspieliges Material zum Ofenbau und zu den Destillirgefässen erfordern. Hauptsächlich Preis und Beschaffenheit von Brennmaterial (Lang- oder Kurzflammigkeit) und Thon (grössere oder mindere Feuerbeständigkeit, mehr oder weniger Geneigtheit zum Reissen), sowie auch zum Theil die Erzqualität (Pulver oder Stücke, Anwesenheit fremder Oxyde und Schwefelmetalle, Sulfuret, Carbonat oder Silicat u. s. w.) bedingen die Auswahl verschieden gestalteter Gefässöfen (**belgische, schlesische und englische Destilliröfen**) und damit der verschiedenen **Zinkgewinnungsmethoden**.

Schwierigkeiten bei der Zinkgewinnung.

Noch besondere, von nicht unbedeutenden Zinkverlusten (an 20 Proc.) begleitete Schwierigkeiten macht die Zinkgewinnung wegen der Eigenschaft des Metalles, nahezu bei der Temperatur, in welcher die Reduction stattfindet, sich durch Kohlensäure zu

---

1) Kerl, Met. 1, 789. B. u. h. Ztg. 1866, S. 30; 1880, S. 451 (Geschichtliches). 2) Kerl, Met. 1, 783. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 236; 1876, S. 7; 1877, S. 394. Wagn. Jahresber. [illegible] S. 277. 4) Wagn. Jahresber. 1879, S. 248.

oxydiren, deren Bildung nicht ausgeschlossen werden kann.[1]) Durch Glühen des Zinkoxydes mit Kohle beim Destillirprocess entstehen Zink und Kohlenoxydgas, welches letztere einen anderen Theil Zinkoxyd unter Bildung von Kohlensäure reducirt. Diese wird bei hinreichender Temperatur von der Kohle wieder zu Kohlenoxyd reducirt, oxydirt aber, wenn die Temperatur bis zu einem gewissen Grade unter Weissgluth sinkt, einen Theil des dampfförmigen Zinkes, daher die Schädlichkeit der Abkühlung der Destillirgefässe während der Destillation. Damit die in die Vorlage tretenden Zinkdämpfe durch dort anwesende Luft und Kohlensäure sich möglichst wenig oxydiren, muss die Vorlage so stark abgekühlt werden (auf etwa 400°), dass der Zinkdampf sofort in flüssiges Zink übergeht. Aber diese Verdichtung kann nicht so momentan geschehen, als dass nicht ein Theil Zink in Folge der Einwirkung von Kohlensäure und von Luft in den Vorlagen im oxydirten Zustande erfolgte, was zu Verlusten und Kosten bei der Wiederreduction des so entstandenen Zinkoxydes führt. Sind die Vorlagen zu stark abgekühlt, wie gleich nach dem Chargiren, so erfolgt während mehrerer Stunden mit Zinkoxyd innig gemengtes pulverförmiges Zink (Zinkstaub[2])), das ebenfalls nur mit Verlusten und Kosten in Zinkbarren umzuwandeln ist. Es muss sich der Zinkdampf rasch mit gewisser Dichtigkeit entwickeln, sonst erfolgt statt flüssigen Zinkes ebenfalls Zinkstaub. Derselbe bildet sich am reichlichsten bald nach dem Laden der Destillirgefässe und nimmt dann allmählich ab. Nach Thum entsteht er in um so reichlicherer Menge, je höher die Temperatur in den Retorten und je geringer die Abkühlungsflächen der Vorlagen im Vergleiche zur Geschwindigkeit der zuströmenden Metalldämpfe sind. Flüchtigere Metalle, als das Zink, besonders Cadmium und Blei, gehen mehr zu Anfang des Processes über und werden meist in den Vorsteckgefässen an den Vorlagen condensirt. Bei Absperrung des Luftzutrittes zum Innern der Vorlagen mittelst Wassers erhalten die Dämpfe eine starke Spannung, in Folge dessen die Destillirgefässe undicht werden und die Reduction bei grösserem Brennstoffverbrauche eine Verlangsamung erleidet. Wasserdämpfe wirken auf Zinkdämpfe energisch oxydirend.

Ein Schwefelgehalt des Röstgutes, als Sulfat vorhanden, wirkt unter allen Umständen nachtheilig, indem in Berührung des Röstgutes mit Kohle unzersetzbares Schwefelzink entsteht, und es vermindert sich das Zinkausbringen wenigstens im gleichen Gewichtsverhältnisse des Schwefels. Die Schwefelzinkbildung dürfte weniger das Product der Einwirkung von in hoher Temperatur gebildetem Schwefelkohlenstoff auf Zinkoxyd sein ($CS_2 + 2\,ZnO = 2\,ZnS + CO_2$), als auf nachstehende Weise vor sich gehen: $2\,(ZnO, SO_3) + 3\,C = Zn_2S + SO_2 + 3\,CO_2$ oder $Fe_2O_3, 3\,SO_3 + 5\,C + 2\,ZnO = 2\,ZnS + 2\,FeO + SO_2 + 5\,CO_2$, oder $CaO, SO_3 + 2\,C = CaS + 2\,CO_2$ und dann $CaS + ZnO = ZnS + CaO$, auch $2\,RO, SO_3 + Zn + 4\,C = R_2S + ZnS + 4\,CO_2$. Es findet sich dann in den Vorlagen stets ein geringer Schwefelgehalt, welcher, das eiserne Gezäh angreifend, Eisen ins Zink führt. Die wiederholt vorgeschlagenen Methoden, rohe Blende[3]) mit Kalk und Kohle der Destillation zu unterwerfen, lassen keinen günstigen ökonomischen Erfolg erwarten.

Eingeathmete Zinkdämpfe[4]) wirken auf den thierischen Organismus schädlich ein und müssen durch gute Condensation, sowie durch hinreichende Ventilation möglichst aus den Hüttengebäuden entfernt werden. Auch wirken solche Dämpfe auf die Vegetation[5]) störend, was bei Wahl des Ortes für die Anlage der Zinkhütten zu berücksichtigen ist.

Nasser Weg.

Der nasse Weg ist wohl betreten worden, um aus zinkarmen Erzen und Producten Zinkweiss oder ein angereichertes Material für die Destillation zu gewinnen.

Lage der Zinkhütten.

Da zur Herstellung von 1 Thl. Rohzink ungefähr 5—6 Thle. Steinkohlen, 3 Thle. Erz und 3.5 Thle. feuerfeste Massen erforderlich sind, so beeinflussen die kleinsten Transportersparnisse den Reingewinn eines Werkes ganz wesentlich, und müssen deshalb Zinkhütten nahe bei den Kohlengruben liegen[6]); zudem bedürfen sie der besten gasreichsten

---

1) B. u. h. Ztg. 1862, S. 324 (Müller). Percy, Metallurgy 1861, Vol. 1, p. 534. Mon. industr. Belge 1877, p. 459 (Lencauchez). 2) Dingl. 224, 179 (Clerk); 229, 56 (Thum). 3) Wagn. Jahresber. 7, 130. B. u. h. Ztg. 1879, S. 104 (Landsberg). 4) Illustr. Gew.-Ztg. 1873, S. 215. Eulenberg, Handb. d. Gewerbe-Hygiene 1876, S. 690. Liebig's Jahresber. 1873, S. 874; 1874, S. 929. Dingl. 224, 655. 5) Dingl. 169, 204. Liebig's Jahresber. 1870, S. 1171. 6) Anlage d. Zinkhütten: B. u. h. Ztg. 1876 S. 6, 119. Rentabilität: ebend. 1876, S. 117.

Kohlen bei directer Feuerung. Mit alleiniger Rücksicht auf fremde Erze muss eine Zinkhütte in der Nähe eines Hafens liegen. Es bedürfen die Zinkhütten bedeutende Anlagecapitalien wegen zahlreicher nebensächlicher Fabrikationszweige und der Unerlässlichkeit grossen Flächenraumes, indem auf jede t (1000 kg) verarbeiteten Erzes durchschnittlich 2 t (2 cbm) Asche und Rückstände zu lagern sind. Zur Abhaltung von Dämpfen und Gasen von der Umgebung, namentlich bei Blendehütten, bedarf es hoher Essen oder anderer kostspieliger Vorrichtungen, welche zum Theil, ohne das Resultat des Betriebes zu fördern, die Kosten der Anlage und ihre Unterhaltung erhöhen, weshalb unter solchen Umständen der sterilste Boden für eine Zinkhütte der geeignetste ist. Die Arbeiterfrage ist bei der Zinkindustrie eine delicate und hängt die Rentabilität ganz wesentlich mit ab von der Sorgfalt beim Feuern und beim Chargiren, weshalb die Arbeiter meist kein Schichtlohn, sondern ein festes Lohn und eine zum Ausbringen und zur Kohlenersparniss verhältnissmässige Prämie erhalten.

---

1. Abschnitt.

Vorbereitungsarbeiten.

155. Allgemeines. Diese Arbeiten bezwecken:

Zweck.

a) Die Versetzung des Zinkes in den Erzen in einen Zustand, in welchem sich dasselbe am vollständigsten gewinnen lässt (in Oxyd durch Brennen des Galmeies und Rösten der Zinkblende).

b) Das Anreichern des Zinkoxydes aus armen Erzen und Abfällen auf trockenem oder nassem Wege behufs der Destillation.

c) Das Zerkleinern, Gattiren und Beschicken des Materiales für die Destillation.

d) Die Vor- und Zubereitung des feuerfesten Thones.

Galmeibrennen.

156. Brennen (Calciniren) des Galmeies. Dasselbe bezweckt neben einer Auflockerung des Erzes behufs leichteren Eindringens des Kohlenoxydgases bei der Reduction die Entfernung von Kohlensäure und Wasser, welche beim Austreiben in den Destillirgefässen die Temperatur herabstimmen und zur Oxydation des Zinkdampfes beitragen würden, auch unter starker Spannung leicht die Charge aus den Destillirröhren werfen könnten.

Reines Carbonat verliert 35.5, Kieselzinkerz höchstens 7.5 und Galmei über 20 Proc. an Gewicht beim Calciniren, weshalb man diese Operation gewöhnlich am Gewinnungsorte ausführt mit Ausnahme von Kieselgalmei — dessen geringe Concentration nur selten die Mehrkosten der fast immer höheren Brennstoffpreise an den Gruben ausgleicht — und von stark kalkhaltigen Erzen, welche sonst während des Transportes wieder viel Kohlensäure anziehen. Auch weniger Kalk enthaltende Erze müssen unmittelbar nach der Calcination zur Verhüttungsstelle gefördert und unter Dach aufbewahrt werden. Zinkoxyd nimmt nur langsam wieder Kohlensäure auf. Durch das Calciniren wird der Galmei milder und zerreiblicher, in welchem Zustande eine letzte Handscheidung weit leichter ist als im rohen Zustande, bei welcher

man die eisenschüssigen Stücke und Kieselgalmei, welcher sich im Calcinirfeuer nur wenig verändert, von dem reinen Galmei trennt.

Auch die dichten Ofenbrüche bedürfen eines sorgfältigen Brennens.

Zinkcarbonat giebt die Kohlensäure leichter ab (schon bei schwacher Rothgluth) als Kalkcarbonat, und es hängt das Gleichmässige des Processes hauptsächlich von der Gleichförmigkeit der Erzstücke ab.

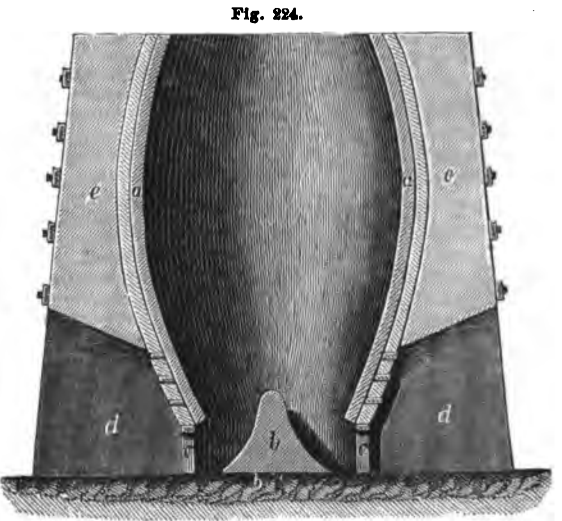
Zur Calcination dienen: **Calcinir-öfen.**

1) Schachtöfen für Stückerze, welche seltener nur von der Flamme des Brennmateriales getroffen (Spanien), als mit 3—4 Proc. von diesem (Steinkohlen-, Braunkohlen-, Cokes-, Holzkohlenklein) in abwechselnden Lagen bei continuirlichem Betriebe geschichtet werden. Es lassen sich mit den Stücken 15—20 Proc. Graupen verarbeiten, bei mehr bedarf es der Anwendung von Flammöfen, welche allerdings etwas mehr Brennstoff erfordern (etwa 10 Proc. Steinkohlen vom rohen Erze). **Schacht-öfen.**

Continuirliche Schachtöfen gestatten namentlich bei constantem starkem Betriebe eine bessere Ausnutzung des Brennmateriales und geben ein gleichmässiger gebranntes Product, begünstigen aber eine Reduction und Verflüchtigung von Zink, wenn zu viel Brennmaterial genommen worden, sowie eine Verunreinigung des Erzes mit der Brennmaterialasche.

a) Oefen mit Brennmaterialeinschichtung (Fig. 224). Altenberg.[1]) 15 cm starke Erzlagen mit mageren Steinkohlen und Cokesklein abwechselnd; 4 bis 6maliges Ziehen in 24 St.; Durchsetzquantum 25000 kg roher Galmei in 24 St. bei 3—4 Proc. Kohlenverbrauch, Calcinirverlust 27 Proc.; Separirung des Kieselgalmeies und der eisenschüssigen Stücke vom Uebrigen nach der Röstung. **Beispiele. Altenberg.**

Fig. 224.



Lehigh (Pennsylvanien).[2]) Rösten in Oefen von 3.2 m Durchmesser während 24 St., wobei auf 1 Theil Erz 1 Theil Kohle geht. **Lehigh.**

Dortmunder Hütte. Rösten von Stückgalmei in einem mit Steinen ausgefütterten alten Dampfkessel von 3 m Höhe und 1.3 m Weite. **Dortmund.**

Schachtofen (Fig. 224). *a* Kernschacht, 5.34 m hoch, oben 2.2, mitten 2.22, an der Ausziehöffnung *c* 1.63 m weit. *b* Abrutschkegel, 1.07 m hoch. *d* vier Arbeitsgewölbe, vorn 1.3, hinten 2.05 m hoch, Weite resp. 0.56 und 2.26 m. *e* Rauhgemäuer.

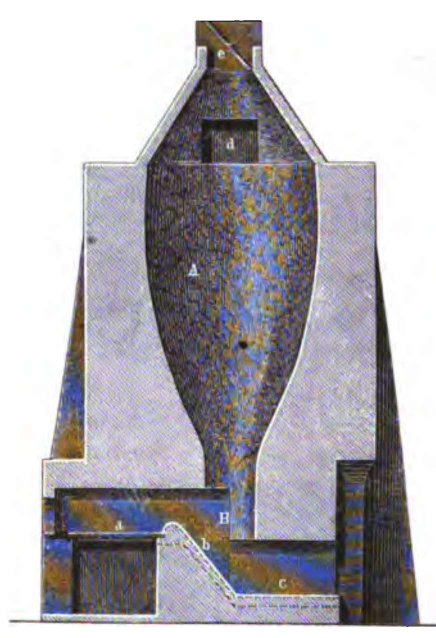
b) Oefen mit Flammenfeuerung (Fig. 225). Spanien.[3]) Production in Oefen mit einer Feuerung in 24 St. 5000—8000 kg calcinirter Galmei, in Oefen mit zwei Feuerungen 10000 kg bei 8—9 Proc. Kohlen und Anwendung von erhitztem Unterwinde. **Spanien.**

2) Flammöfen für Erzklein, weil dickere Stücke sich weniger leicht wenden lassen und schwieriger durchbrennen bei geringerer **Flamm-öfen.**

1) Kerl, Met. 2, 643. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 61. 3) Ebend. 1862, S. 360. Revue univers. 1862, 2 livr., p. 339.

Production und grösserem Brennmaterialaufwande, als in Schachtöfen (S. 433). Die Flammöfen haben entweder eine eigene Feuerung und nur einen Herd oder zwei Herde über einander (ähnlich wie Fig. 68, 69, S. 85), die untere Herdsohle ist eben, im Gewölbe befinden sich drei Oeffnungen *f*, durch welche die auf demselben getrockneten Erze herabgestürzt werden, die Hinterwand des Herdes ist ausgebaucht; oder die aus den Zinkdestilliröfen abgehenden Feuergase treten durch einen seitlichen Schlitz in den Calcinirofen (Fig. 226).

Fig. 225.



Schachtofen (Fig. 225). *A* Ofenschacht, oben 1.76 m, unten 0.5 m weit, über der Feuerung 4.5 m hoch. *B* zusammengezogener Ofentheil, 1 m hoch und oben 0.5 m weit. *a* Rost 0.9 m lang, vorn 0.75 m und hinten 0.5 m breit, Höhe des Gewölbes darüber 0.45 m und über der Feuerbrücke 0.25 m. *b* Abrutschfläche. *c* Ausziehöffnung, 0.5 m hoch. *d* Chargiröffnung. *e* Schlot.

Oefen ohne besondere Feuerung wendet man neuerdings seltener an, weil dieselben durch Abkühlung der Destillirofenwände und Störung des Zuges das Zinkausbringen vermindern können. Dieses war namentlich bei den alten schlesischen Oefen der Fall, bei welchen zwischen zwei Destillationsräumen zwei überwölbte Calciniröfen *a* (Fig. 231 bis 233) lagen, in welche bei fleissigem Umkrücken der Galmeistücke die Feuergase durch Füchse *k* traten. Man hat deshalb neuerdings die Calcinirräume von diesen Oefen entweder ganz weggelassen oder sie in einige Entfernung davon gelegt (Belgien, Westphalen). Zu Moriston bei Swansea sind immer 4 schlesische Oefen zusammengelegt, deren Flamme zum Calciniren benutzt wird. Weniger abkühlend wirken die Calcinirräume über belgischen Oefen (Fig. 226, 227), doch können sie immerhin den Zug in letzteren hemmen.

Beispiele. Altenberg. a) Oefen mit directer Feuerung. Altenberg.[1]) Durchsetzquantum in 24 St. 8000 kg Galmei (4 Posten) mit 824—880 hl Kohlen bei 27—30 Proc. Calcinationsverlust; Calciniren bei öfterem Wenden der Post 6 St. auf dem 7.2 m langen oberen und 6 St. auf dem unteren Herde von 5 m Länge, 1.46 m Breite am Fuchse, 2.92 m Breite in der Mitte und 1.5 m Breite an der 0.35 m dicken, über dem Herde 0.25 m hohen Feuerbrücke; Rost 0.6 m breit, 1.5 m lang, 0.5 m unter der Feuerbrücke; Herdgewölbe 0.40 m über dem unteren Herde; Fuchs von 1.46 m Länge und 0.38 m Breite zwischen beiden Herden; zur Esse führender Fuchs 0.5 m weit.

Letmathe. Letmathe. Röstofen mit 2 Herden von 4.1 m Länge und 1.88 m Breite.

Kärnthen. Johannisthaler Hütte. Kuschel-Hinterhuber's mechanischer Röstofen (siehe S. 442) verarbeitet in 24 St. 1500—2000 kg gequetschten oder gewaschenen blendeführenden Galmei, der Fortschaufelungsofen nur 1200 kg.

Dortmund. Dortmunder Hütte. Rösten von 4400—4500 kg Galmeischlieg in 12 St. mit 22 hl Kohlen.

Passaic Zink Works in Jersey City. Rösten im einsohligen Ofen von 1360 kg oxydischem Erze mit 180 kg Kohlen in 3 St.

1) Kerl, Met. 2, 614.

b) Oefen mit Heizung durch verlorene Wärme der Destilliröfen. Moresnet. Moresnet (Fig. 226). Verarbeitung von 1800—2000 kg Erz in 24 St. bei belgischen Oefen.

Oberschlesien (Fig. 231—233). Oberschles Calciniren von 1500 kg Galmei in 12 St. bei 30—34 Proc. Röstverlust unter öfterem Umkrählen und Reguliren des Zuges durch Oeffnen der Feuerungsthür oder mehr oder weniger Schliessen der Esse und der Oeffnungen im Gewölbe. Während die alten oberschlesischen Calcinirräume 4.9 qm Grundfläche haben, besitzen sie bei Essenöfen 0.94, bei Unterwindöfen 1.56 m; erstere brennen in 8 St. 425 kg, letztere 700 kg Galmei.

Fig. 226.

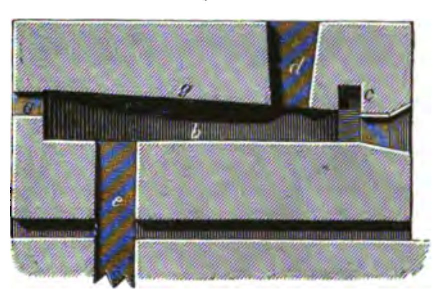
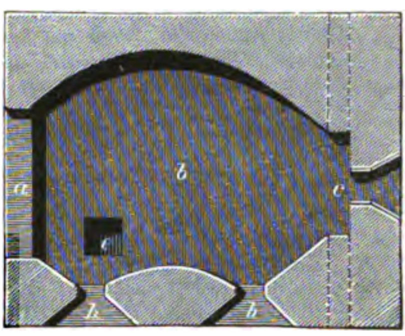


Fig. 226, 227. *a* 1.6 m langer und 0.36 m breiter Schlitz zum Eintritt der Feuergase. *b* Herd, 2.95 m lang, 2.17 m breit und 0.5 m unter dem Herdgewölbe *g* an der Feuerbrücke und 0.34 m am Fuchse *c*, der in eine 7 m hohe Esse führt. *d* Chargirtrichter. *e* Canal, 0.5 m breit, zum Herablassen des Röstgutes in ein 2.4 m weites Gewölbe. *h* Arbeitsöffnungen von 0.3 m Weite.


Fig. 227.



3) Haufen und Stadeln[1], Haufen u. Stadeln. erstere in Nord-, letztere in Südspanien noch gebräuchlich, bedürfen viel Brennmaterial und Arbeitskraft; letztere sind jedoch günstiger, als erstere.

157. Rösten der Zinkblende. Schwierigkeit der Blenderöstung. Dieselbe lässt sich wegen grosser Dichtigkeit nur im stark zerkleinerten, gleichmässigen Zustande (am besten von 1—2 mm Korn oder durch ein Sieb von wenigstens 64 Maschen auf den Q.-Zoll hindurchgegangen) hinreichend abrösten und müssen dem entsprechend die Röstapparate gewählt werden. Beim Rösten in Bruchstücken brennen dieselben meist nicht durch (nur manche Blendesorten, wie einzelne rheinische dichte derbe Blenden von heller Farbe brennen, einmal angezündet, fort), jedoch wendet man ein solches Erhitzen von Bruchstücken in Schachtöfen (Linz[2]), Corphalie[3]) oder Haufen (früher in Lehigh[4]) wohl zum Mürbebrennen der Blende behufs nachfolgender leichterer Zerkleinerung, aber auch in Kilns zur Gewinnung von schwefliger Säure für die Schwefelsäurebereitung (Freiberg, Reckehütte in Oberschlesien) an. Jedoch auch im feinzertheilten Zustande giebt die Blende ihren Schwefel nur schwierig ab, weil das gebildete Zinksulfat sich erst in hohen Temperaturen (Weissgluth) vollständig zersetzt. Meist bleiben, selbst wenn Kohlenpulver zugefügt worden, 1—2 Proc. Schwefel im Röstgute, da das Austreiben der letzten Antheile Schwefel einen unverhältnissmässig grossen Brennstoffaufwand und einen bedeutenderen Röstverlust (gewöhnlich 2 bis $2^1/_2$ Proc. Zink) bedingen würde.

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 138. 2) Berggeist 1858, S. 565, 662. B. u. h. Ztg. 1860, S. 191. 3) Ann. d. min. 1844, livr. 1, pag. 202, 269. Bgwfr. 10, 270, 282. 4) B. u. h. Ztg. 1872, S. 53, 61. Leoben. Jahrb. 1879, S. 312.

Der Verlust entsteht theils auf mechanischem, theils auf chemischem Wege durch Reduction von Zinkoxyd durch Russ. Stahlschmidt[1]) hat nachgewiesen, dass reines Zinkoxyd als solches beim Schmelzpunkte des Silbers langsam, schneller bei Kupferschmelzhitze (an 15 Proc.) und ausserordentlich schnell in Weissgluth sich verflüchtigt; die Sublimationstemperatur des aus Blende entstandenen Zinkoxydes liegt um 100—200° höher. Es geht hieraus hervor, dass die Temperatur im Röstofen nicht zu hoch gesteigert werden darf. — Der Schwefel findet sich im Röstgute entweder als Schwefelmetall oder als Sulfat. Während sich der Gehalt in letzterer Form und namentlich der Gesammtgehalt an Schwefel nur durch eine Titrirprobe[2]) oder gewichtsanalytische Probe mit Chlorbarium bestimmen lässt, so erkennt man ersteren daran, dass beim Zerklopfen der Körner ein roher Kern sich zeigt, schweflige Säure zu riechen ist und beim Versetzen des feingeriebenen Röstgutes, z. B. 1 Probirlöffel voll, mit 3—4 kleinen Stücken schwefelfreien Galmeizinkes und 5 cbcm Salzsäure, mit gleicher Menge Wasser verdünnt, in einem Probeglase sich beim Erhitzen Schwefelwasserstoff[3]) entwickelt, welcher auf das Probeglas gedecktes feuchtes Bleipapier mehr oder weniger dunkel färbt. Es lässt sich danach die Schwefelmenge bis auf $\frac{1}{2}$—$\frac{1}{4}$ Proc. taxiren, wenn man zuvor mit Blenden von bekanntem Schwefelgehalte bestimmte Färbungen des Papieres hervorgerufen hat und die Proben immer unter gleichen Umständen, namentlich bei gleich langsamem Erhitzen ausführt (Münsterbusch, Mühlheim). — Auf Silesiahütte schmilzt man 1—2 g chlorsaures Kali in einem eisernen Löffel und streut darauf etwas Röstgut, wo dann die Röstung als vollendet gilt, wenn keine Funken von verbrennendem Schwefel mehr aufblitzen.

Schwefelproben.

Zuweilen kommt die Blende mit viel Schwefelkies vor (Engis).

Nach von Hauer begünstigen niedrige Temperatur und Wasserdampf die Sulfatbildung; letztere lässt nach, wenn man nicht zu oxydirend röstet und zuletzt starke Hitze giebt.

Man interessirt wohl den Röstmeister durch Verleihung einer steigenden Prämie je nach dem abnehmenden Schwefelgehalte im Röstgute und bezahlt z. B. per t Röstgut bei 2.30, 2.20, 1.75, 1.50 und 1.20 Proc. Schwefel resp. 2, 4, 5, 6, 7, 8 Pf. Prämie.

Zinkblende- und Galmeiverhüttung.[4])

Die Verhüttung der Zinkblende stellt sich ungünstiger, als diejenige eines Galmeies mit gleichem Metallgehalte, was seinen Grund hat in den grösseren Röstkosten (auf 100 kg aus Blende dargestellten Zinkes kommen für die Röstung derselben z. B. 128 kg, dagegen für 100 kg Zink aus Galmei nur 13—15 kg Kohlen für die Calcination), in dem geringeren Zinkausbringen, indem der Schwefelrückhalt Zink (1 At. Schwefel 1 At. Zink) bindet, in der rascheren Zerstörung der Destillirgefässe durch beigemengte fremde Oxyde (Eisen-, Blei-, Manganoxyd) und der Entstehung eines unreineren Zinkes, welches ausser Eisen noch Antimon, Arsen, Blei, Cadmium, Kupfer u. s. w. enthalten kann. Dieses rührt zum Theil daher, dass die Blende an und für sich unreiner zu sein pflegt, als Galmei, dann auch durch das Erforderniss einer höheren Temperatur zu ihrer Reduction, wobei mehr fremde Metalle reducirt werden. Blende und Galmei haben für die Zinkgewinnung gleichen Werth, wenn der Preis der ersteren um so viel geringer ist, als die Mehrkosten ihrer Röstung gegen die Galmeicalcination. Bei Vergleichung des Metallausbringens muss berücksichtigt werden, dass 1 At. Schwefel 1 At. Zink zurückhält, auch ist die häufig schädliche Wirkung der Begleiter nicht ausser Acht zu lassen. Sonstige Nachtheile beim Blenderösten im Vergleiche zum Galmeibrennen sind noch die erforderliche grössere Sorgfalt, deshalb geübtere Arbeiter, grössere Kosten der Anlage und des Betriebes, Erforderniss der Erze im zerkleinerten Zustande, wodurch der Transport umständlicher und kostspieliger wird, Erforderniss guter Mühlenanlagen und zweckmässiger Einrichtung der Röstöfen. Da der Röstverlust meist nur 12—17 Proc. beträgt, so findet die Röstung gewöhnlich am Orte der Verhüttung statt, wo es billigeres Brennmaterial giebt. Nach Kuschel und Hinterhuber[5]) beschleunigt Wasserdampf das Todtrösten, trägt zur Entfernung von Arsen und Schwefel bei, wirkt der Flugstaubbildung entgegen und veranlasst ein um 2 Proc. grösseres Zinkausbringen aus Blende, während dadurch das Austreiben von Kohlensäure aus Galmei begünstigt wird. In Lehigh mengt man der Blende beim Rösten 40 Proc. Kohlenstaub zu, wo dann

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 69. 2) Oest. Ztschr. 1862, S. 306. Fresen. Ztschr. 1, 323; 18, 521. Kerl, Probirbuch 1880, S. 129. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 360. 4) Ebend. 1876, S. 153. 5) Ebend. 1871, S. 321.

aber doch noch 1—2 Proc. Schwefel im Röstgute bleiben. Wagner[1]) empfiehlt einen Zusatz von Bauxit beim Rösten, um die Zinksulfatbildung zu vermeiden. Zwar lässt sich die Zinkblende durch Erhitzen mit gewissen Metallen, namentlich Eisen, mit Metalloxyden, Kohle, alkalischen Erden, Alkalien u. s. w. direct zerlegen[2]), aber es bedarf dazu meist sehr hoher, viel Brennmaterial und viel Destillationsgefässe erfordernder Temperaturen und die Gefässe fassen wegen des Volumens der Zuschläge nur verhältnissmässig wenig Erz.

Directe Zersetzung der Blende.

Von wesentlichem Einflusse auf den Werth der Blende sind, wie bemerkt, gewisse fremde Beimengungen[3]), indem dieselben bei der Röstung störend influiren, die Destillirgefässe angreifen und den Handelswerth des damit verunreinigten Zinkes herabdrücken können.

Einfluss fremder Beimengungen.

Am günstigsten verhalten sich reiche, wenig fremde Substanzen enthaltende Blenden, und sonst ist eine rein kieselige Begleitung die für die Röstung erwünschteste. Mit sinkendem Metallgehalte gesellen sich meist kiesige Massen (Schwefel- und Kupferkies), Spatheisenstein u. a. den Silicaten hinzu oder Schwerspath und Kalk oder, wie bei den schwedischen Blenden, leichtschmelzige Silicate, namentlich Eisen- und Mangansilicate in Verbindung mit Bleiglanz, wodurch die Röstung durch Sinterbildung beeinträchtigt wird. So können bei armen Schliegen mit 30—35 Proc. Zn 5—6 Proc. S im Röstgute bleiben, welche entsprechend Zink bei der Destillation zurückhalten und zur Zerstörung der Gefässe beitragen. Am wenigsten entschwefeln lässt sich Blende mit alkalischen Erden, insofern sie nicht an Kieselsäure gebunden sind, indem sich beim Rösten Sulfate bilden, die beim Destilliren zinkreiche Rückstände geben (Abrösten zu Münsterbusch von kalkfreien Blenden auf 0.4 bis 0.5 Proc., von kalkreichen auf 2—6 Proc. S.).

Schwefelblei, Schwefelkupfer und Schwefelantimon begünstigen die Sinterknoten- und Sulfatbildung beim Rösten, es bedarf deshalb einer niedrigeren Rösttemperatur, namentlich zu Anfang, und ihre Metalle verunreinigen, sowie auch ein Arsengehalt, von Arsenkies herrührend, das Zink. Die beim Rösten gebildeten Oxyde zerstören die Destillirgefässe. — Schwefelkies befördert die Zinksulfatbildung und giebt bei Vorhandensein von Kieselsäure leichtschmelzige Eisensilicate, welche, sowie auch Schwefeleisen, die Destillirgefässe stark angreifen. Solche schwarze und eisenreiche Blenden (Holzappel, Welmich am Rhein[4])) sind bei allmählich steigender Temperatur zu rösten. Je dunkler die Blenden beim Rösten, desto eisenreicher. Die Siegener Blende enthält Spatheisenstein.[5]) — Mangan bewirkt, wie bemerkt, schon beim Rösten Sinterung und giebt bei der Destillation die Gefässe corrodirende leichtschmelzige Schlacken. Siegener Blenden enthalten 1—2 Proc. Mangan. — Quarz giebt erst in der Weissglühhitze frittendes Zinksilicat und erfordert vom Anfange bis zum Ende der Röstung eine hohe Temperatur, damit sich nicht zu viel Zinksulfat bildet, welches sonst gegen Ende der Röstung eine bedeutende, die Verschlackung fremder Oxyde begünstigende Temperatursteigerung erfordert. Kalk und Thon bedingen gleich von Anfang an eine hohe Rösttemperatur, damit von denselben möglichst wenig Schwefelsäure zurückgehalten wird. Kalk- und Flussspath greifen namentlich, wenn gleichzeitig oxydirtes Eisen vorhanden, die Thongefässe stark an. Ein Silbergehalt der Blende erfordert zur Verminderung der Silberverflüchtigung eine sehr sorgfältige Röstung bei niedriger Temperatur in Flamm- oder Muffelöfen mit Flugstaubkammern, nach Simonet[6]) bei Kalkzuschlag. Beim Destilliren des Röstgutes geht das Silber nur spurenweise ins Zink, kann sich aber in Kügelchen an den Wänden der Destillirgefässe finden. Nach Plattner[4]) und Malaguti[7]) steigt der Silberverlust bis 70 Proc. und ist namentlich im letzten Stadium der Röstung am bedeutendsten, indem das Röstgut locker bleibt und leicht vom Luftzuge durchdrungen wird. — Aehnlich wie Zinkblende verhalten sich schwefelhaltige Ofenbrüche. Plattner fand in einem gerösteten Rohofenbruche 15.5 Proc. lösliches Zinksulfat, 76.3 Proc. Zinkoxyd, theils frei, theils an 5.4 Proc. Schwefelsäure als basisches Salz gebunden.

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 264. Wagn. Jahresber. 7, 130. 2) Percy, Metallurgy 1, 541. Polyt. Centr. 1861, Nr. 21. B. u. h. Ztg. 1861, S. 292. 3) Kerl, Met. 2, 648. B. u. h. Ztg. 1876, S. 155. 4) Plattner's Röstprocesse. B. u. h. Ztg. 1855, S. 287. Kerl, Met. 1, 89. 5) Trennung von Zinkblende und Spatheisenstein durch Magnetismus: Oest. Ztschr. 1873, Nr. 45. Oest. Jahrb. 21, 262. B. u. h. Ztg. 1880, S. 104. 6) B. u. h. Ztg. 1870, S. 347. 7) Ebend. 1850, S. 513; 1851, Nr. 1 (1853, S. 576).

Röstöfen.

Die Auswahl der Röstapparate, welche am zweckmässigsten zwischen Mühle und Reductionsöfen angelegt werden, hängt hauptsächlich davon ab, ob die Blende nur mürbe gebrannt (in Bruchstücken bei losem Gefüge in Haufen, Stadeln und Oefen) oder vorgeröstet oder im gepulverten Zustande gleich fertig geröstet werden soll, und zwar unter Nutzbarmachung der entweichenden schwefligen Säure (Kilns, Muffelöfen, Oefen von Hasenclever und Gerstenhöfer) oder nicht (Flammöfen).

Beseitigung der schwefeligen Säure.

Ein grosser Uebelstand bei der Blenderöstung ist die massenhafte Entwickelung von schwefliger Säure, welche selbst bei Abführung durch hohe Schornsteine allmählich die benachbarte Vegetation zerstört. Man ist deshalb bemüht gewesen, dieselbe zur Darstellung von Schwefelsäure in Bleikammern zu verwenden, was aber wegen zu geringen Gehaltes der Röstgase an schwefliger Säure und der schwierigen Entfernung der letzten Antheile Schwefel nur theilweise mit Vortheil möglich ist, indem man die Stückblende in Kiesbrennern (S. 142) oder Kilns (S. 76, 142) vorröstet und die hierbei entwickelte schweflige Säure für die Schwefelsäuregewinnung benutzt, das noch 6—8 Proc. Schwefel enthaltende Röstgut aber im Flammofen oder auf der unteren Sohle eines Hasencleverofens todtröstet (Freiberg, Reckehütte in Oberberschlesien, Letmathe, Bergen Port Zink Works in Nordamerika) und die hierbei freiwerdende schweflige Säure in Gemisch mit den Feuergasen in einen Thurm mit Wasserregen, auch wohl noch in Kalkthürme, dann in hohe Schornsteine leitet (Letmathe). Schliegblende wird am zweckmässigsten im Hasencleverofen (S. 145) verarbeitet, wobei man die im geneigten Canale und in der Muffel entwickelte schweflige Säure in Bleikammern leitet, die Gase vom unteren, von der Flamme bestrichenen Herde aber in mit Kalkmilch gespeiste Thürme zur Absorption der schwefligen Säure leitet (Reckehütte[1]), Rhenania bei Stolberg, Oberhausen). Hasenclever befreit die Dämpfe, bevor sie in den Kalkmilchthurm treten, zunächst von ihrem Gehalte an schwefelsauren Dämpfen durch Wasser, Freytag[2]) durch Schwefelsäure. Von Landsberg ist neuerdings vorgeschlagen, die Blende nach theilweiser Röstung mit Kohle und gebranntem Kalke zu destilliren und durch Zusammenwirkenlassen des Rückstandes von Schwefelcalcium und der beim Rösten gebildeten schwefligen Säure nach der Schaffner-Helbig'schen Methode aus beiden den Schwefelgehalt zu gewinnen. Nach Winkler[3]) lässt sich die schweflige Säure aus Rauchgasen u. s. w. beseitigen durch Schwefelnatrium oder Schwefelcalcium oder durch kohlensauren Kalk, wenn man nur für reichlichen Wasserzufluss sorgt.

Die zweckmässigste Nutzung der schwefligen Säuren[4]) findet zur Schwefelsäuredarstellung statt; man hat dieselbe sonst noch verwandt (Allgem. Hüttenk. S. 310): zur Lösung oxydischer Kupfererze (Stadtbergen, Linz) und zur Abscheidung von Schwefel durch Einleiten in glühende Cokes in einer von unten geheizten Muffel mit Condensationsvorrichtungen dahinter (ohne Erfolg zu Borbeck, hauptsächlich wegen grossen Schwefelverlustes durch Bildung von Schwefelkohlenoxyd, sehr feinen Aggregatzustandes des Schwefels und grossen Brennstoffverbrauches), zur Extraction von Thonerdephosphaten aus Eisenerzen, zum Aufschliessen von Alaunschiefern, zum Auflösen von Eisensauen u. s. w.

Zur Sicherung der Umgebung von Zinkhütten gegen die schädliche Einwirkung der schwefligen Säure, von Zinkrauch u. s. w. pflegt man bei Concessionirung solcher Anlagen scharfe Vorschriften zu geben, z. B. dass das jährlich im Maximum zu röstende Blendequantum normirt wird; dass die schweflige Säure der Röstgase durch Anlage von Schwefelsäurefabriken mit Gay-Lussacthürmen und mit Absorptionsthürmen am Hasencleverofen möglichst beseitigt und mit den Röstgasen höchstens 5 Proc. des nicht zur Schwefelsäurefabrikation ausgenutzten, in den Erzen noch enthaltenen Schwefels durch einen bis 100 m hohen Schornstein in die Atmosphäre entweichen dürfen; dass täglich die Gase untersucht werden und fortdauernd über die

---

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 425. 2) D. R. P. Nr. 9969 v. 26. Nov. 1879. 3) B. u. h. Ztg. 1880, S. 186. 4) Kerl, Grundr. d. allg. Hüttenk. S. 316. B. u. h. Ztg. 1871, S. 182; 1876, S. 202. Dingl. 216, 334. Muspratt's Chem. 6, 219. Philipps, schädliche Dämpfe aus Fabriken in Iron 1879, Vol. 13, Nr. 324. Hill, schädliche Dämpfe, ebend. Nr. 332. R. Hasenclever, über die Beschädigung der Vegetation durch saure Gase. Berlin, Springer, 1880. Ders. in Wochenschr. d. Ver. d. Ingen. 1880, Nr. 7 (B. u. h. Ztg. 1880, S. 363).

Mengen der verarbeiteten Blende hinsichtlich ihres Schwefelgehaltes im rohen und gerösteten Zustande, sowie über die Mengen des zur Absorption der schwefligen Säure angewandten gebrannten Kalkes und das Quantum erzeugter Schwefelsäure Buch geführt wird; dass keine Abwässer aus den Absorptionsthürmen Wasserleitungen zugeführt werden, sondern erforderlichen Falls eine Versumpfung derselben nach gehöriger Abstumpfung der Säure vorzunehmen ist; dass die Rückstände in völlig abgelöschtem Zustande zur Halde geschafft werden u. dgl.' m.

Es kommen zur Anwendung:

1) Haufen, zur Vorbereitung für die nachfolgende Zerkleinerung. **Haufen.**

Lehigh (Pennsylvanien.)[1]) Rösten der Blende in Haufen von 8.5 m Länge, 4.6 m Breite und 2.5 m Höhe auf eisernen Roststangen, unter denen mit Holz gefeuert wird; Zermalmen der gerösteten Blende und Todtrösten in Flammöfen, wo dann noch immer 1—2 Proc. Schwefel zurückbleiben. **Beispiel. Lehigh.**

2) Stadeln kommen zuweilen überwölbt als sogenannte Kiesbrenner (S. 142) in Anwendung. Gewölbter Raum von 1.9—2 m Länge und Breite und 1.30—1.35 m Höhe des mit Fülltrichter versehenen Gewölbes über dem aus beweglichen drehbaren Roststäben bestehenden Roste, auf beiden Seiten eine 0.25 m hohe Arbeitsöffnung zum Ausbreiten der Erze, Höhe des Raumes unter dem Roste etwa 0.70 m. Es liegen gewöhnlich mehrere solcher Oefen in zwei Reihen nebeneinander und geht aus denselben die schweflige Säure durch einen gemeinschaftlichen Canal in die Schwefelsäurekammer. **Stadeln.**

Letmathe. Die runden Roststäbe haben nach Helbig's Construction einen schraubenförmigen Ansatz und sind mittelst eines Schlüssels nach der Längsaxe drehbar. Erhitzen der Ofenwände durch ein Cokesfeuer, Beschicken des Ofens durch den mit Conus verschliessbaren Fülltrichter, Abrösten der lockeren Blende von den Iserlohner Gruben bis auf $^1/_{10}$ des ursprünglichen abröstbaren Schwefelgehaltes, welcher durch Behandeln mit directem Feuer in einem Planröstofen oder auf der unteren Sohle eines Hasencleverofens wieder entfernt wird. Es lassen sich in einem Ofenmassiv mit 10 Räumen täglich 10 000 kg Blende rösten, welche durch Drehen der Roststäbe aus dem Ofen nach der Abröstung entfernt wird. **Letmathe.**

3) Schachtöfen zum Mürbebrennen der Blende in Stücken (Linz) oder zur Gewinnung von schwefliger Säure für die Schwefelsäurefabrikation durch Vorrösten von Stückblende (Freiberg, Reckehütte, Bergen Port Zink Works), oder zum Vorrösten in Pulverform (Gerstenhöferofen). **Schachtöfen.**

Linz.[2]) Früher Chargiren sehr harter quarziger Blende in einem 3.14 m hohen, oben 0.16 m, mitten 1 m weiten Schachtofen in abwechselnden Lagen mit Brennmaterial bei Zuleitung von Gebläseluft in der Mitte des Ofens; Durchsetzquantum 6—10 Chargen in 24 St. mit 110—165 l Cokesklein; Ableiten der schwefligen Säure zur Sulfatisation von Kupfererzen (S. 246). **Beispiele. Linz.**

Freiberg. Rösten von arsenhaltiger eisenreicher Stückblende (Stufferze) aus Freiberg mit 30 Proc. Schwefel, 30—40 Proc. (durchschnittlich 33 Proc.) Zn und nicht über 5 Proc. Pb, sowie von Stückblende aus Přibram mit 50 Proc. Zink in Kilns bis auf 8 Proc. Schwefel (täglich 4 Posten à 300 kg mit etwas Braunkohlenkläre), alle 4 St. Ausziehen, Pochen des Röstgutes, Mahlen und Abrösten im Fortschaufelungsofen in Posten von 500 kg bis auf 1 Proc. Schwefel. **Freiberg.**

Reckehütte zu Rosdzin in Oberschlesien.[3]) Rösten der Stuffblende mit etwa 25 Proc. Schwefel in Kilns bis auf 8 Proc., der Schliege bis auf 10 Proc. Schwefel im Hasencleverofen, dann Todtrösten beider Sorten im Doppelflammofen. **Reckehütte.**

Bergen Port Zink Works bei Friedensville. Rösten in Kilns mit Rost auf 8 Proc. S, welche im Flammofen bis auf 2 Proc. entfernt werden, bei Anwesenheit von Kalk nur bis 6 Proc. Zinkverlust durch Verflüchtigung 1 Proc. **Bergen Port Zink Works.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1872, S. 53, 61. 2) Berggeist 1859, Nr. 45. B. u. h. Ztg. 1859, S. 438. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 425.

Gerstenhöfer's Ofen.

Gerstenhöfer's Ofen[1]) (Fig. 95, S. 146). Die Blende lässt sich bei hinreichend feiner Zertheilung im Gerstenhöfer'schen Ofen nur bis auf 5—6 Proc. Schwefel abrösten und sind alsdann die Röstgase zur Schwefelsäurebereitung tauglich; durch nochmalige Röstung des Productes in demselben Ofen mit seitlicher Feuerung (Fig. 100, S. 148), oder wenn man einen solchen bei frischer Blende gleich anwendet, lässt sich der Schwefel bis auf 1 Proc. entfernen, aber es taugen alsdann die Röstgase nicht zur Schwefelsäurebereitung. Es ist deshalb vorzuziehen, die Blendeschliege im Gerstenhöfer'schen Ofen vor- und in einem Flamm- oder Muffelofen todtzurösten. Die bei Oxydation der Zinkblende entstehende Temperatur (2850° C.) reicht völlig aus zur Unterhaltung der Röstung, indem sie noch höher als die des Schwefelkieses (2585° C.) ist. Eine allgemeinere Anwendung zum Rösten von Blende haben diese für Kiese und manche Leche so ausgezeichneten Oefen aus obigen Gründen und weil bei der starken Zerkleinerung der Blende viel Flugstaub entsteht, nicht gefunden (Freiberger Blendeschliege).

Stetefeldt's Ofen.

Stetefeldt[2]) hat seinen Ofen (Fig. 59, S. 78) auch zum Rösten von Zinkblende empfohlen.

Flammöfen. Handöfen.

4) Flammöfen. Zum Rösten der Zinkblende wendet man meist Flammöfen für Handarbeit an und giebt den zweiherdigen mit planer, seltener treppenförmiger Sohle (Swansea) wegen grösserer Production und besserer Brennmaterialausnutzung den Vorzug vor den einherdigen. Auf nordamerikanischen Hütten hat man Plattenöfen, Oefen mit noch mehr als zwei Sohlen über einander (Werke von Matthiessen & Hegeler in La Salle). Dieselben sind bald Krähl-, bald Fortschaufelungsöfen und werden meist direct, seltener durch die abgehende Flamme der Zinkdestilliröfen befeuert (Swansea, Bagilt). Bei directer Feuerung wendet man meist Planroste an, zu Oberhausen geneigte Roste mit seitlicher Luftzuführung zum Brennstoff, wobei Brennstoffersparung, namentlich dadurch, dass beim Schüren keine kalte Luft in den Ofen dringt, erzielt wird.

Während die Herde der rheinisch-westphälischen Doppelöfen[3]) (Borbeck, Oberhausen u. s. w.) (Fig. 228, S. 442) 3.609 m lang und 2.928 m breit sind, so empfiehlt Schneider auf Grund in Oberschlesien[4]) ausgeführter Versuche den Herd, behufs bequemerer Behandlung des Röstgutes, nur 3.138 m lang und 2.511 m breit zu nehmen, Oxydationsluft durch in den Seitenwänden ausgesparte Canäle, durch in den Herdthüren angebrachte Oeffnungen und die hohle Feuerbrücke zuzuleiten und zwei Oefen an der Feuerseite, nicht umgekehrt, zusammen zu bauen. Die Waleser Röstöfen[5]) haben eine die Temperatur mässigende horizontale Zunge an der Feuerbrücke; seitliche Canäle führen Luft auf den Herd.

Mechanischer Röstofen.

Kuschel und Hinterhuber[6]) haben einen Flammofen mit rotirendem Herde und fixen feststehenden Krählen mit directer oder Gasfeuerung bei Zuführung von Wasserdampf in Anwendung gebracht.

Dieser Ofen (a) hat im Vergleich zu einem doppelherdigen Mansfelder Fortschaufelungsofen (b) nachstehende Resultate ergeben:

	a	b	
Durchsetzquantum in 24 St.	1050—2100	1000—1200	kg.
Röstdauer per Post	18—22	12—15	St.
Zinkausbringen aus gerösteter Blende .	35—39	33—36	Proc.
Kohlenverbrauch in 24 St.	1230	1230	kg.

Die Brennstoffersparung betrug 43, die Lohnersparung 68 Proc. Nach neueren Nachrichten befriedigt der Ofen nicht hinsichtlich der Vollständigkeit der Röstung.

1) F. Bode, Schwefelsäurefabrikation 1872. B. u. h. Ztg. 1872, S. 315, 317. Oest. Ztschr. 1871, Nr. 15. 2) B. u. h. Ztg. 1871, S. 42. 3) Ebend. 1859, S. 425; 1860, S. 99. 4) Ebend. 1866, S. 278, Taf. 5, Fig. 28—31. 5) Ebend. 1878, S. 398 (mit Abbldg.) 6) Ebend. 1871, S. 339; 1872, S. 200. Kärnthn. Ztschr. 1871, S. 169.

Beispiele. Handöfen.

a) Handöfen. Dieselben sind entweder Krählöfen oder Fortschaufelungsöfen und letztere zur Blenderöstung am häufigsten angewandt.

Einherdige Oefen.

α) Einherdige Fortschaufelungsöfen.[1]) Dieselben sind bei vorhandenem Raume billiger in der Anlage und Reparatur und gestatten leichtere Arbeit und Beschickung, als Doppelöfen, deren nicht bedeutender Wärmegewinn sich bei den einfachen Oefen ziemlich ausgleichen lässt durch darunter hingeführte geschlossene Gewölbe und Abdeckung des Ofens mit schlechten Wärmeleitern. Eine grössere Herdlänge gestattet zwar das Aufgeben grösserer Posten und bessere Ausnutzung des Brennstoffes, dagegen wird die Arbeit für einen Mann zu schwer oder, wenn man nicht zwei anstellen will, die Röstung zu unvollkommen. Einen besonderen Heizer neben dem Röster zu haben, empfiehlt sich nicht, weil ersterer die Temperatur besser selbst zu leiten versteht. Länge des Herdes höchstens 12 m, Breite 2.5—3 m, grösste Höhe der Sohle bis zum Gewölbe 45 cm, Rost 2 m lang und 45 cm weit, 4 Arbeitsöffnungen, Einsatz alle 6 St. 750 kg rohes Erz am Fuchse, Fortschaufeln in Zwischenräumen täglich 4 mal, wodurch Ansätze auf der Sohle vermieden werden, dazwischen $^1/_4$ stündiges Umrühren jeder Erzpost für sich, Durchsetzquantum 3 t rohes Erz in 24 St. bei hinreichend weitem Querschnitte der Esse. — Swansea.[2]) Bei dem früheren englischen Zinkdestillationsprocesse in Anwendung; Durchsetzquantum von 813 kg in 24 St. mit 20 Proc. Verlust und 2030 kg Kohlen. — Früher in Stolberg.[3]) — Bagilt.[4]) Rösten der Blende (1500—1600 kg in 24 St.) in Thum's Flammofen von 12.5 m Länge, 3 m Breite und 0.6 m Höhe vermittelst der verlorenen Flamme des belgischen Reductionsofens, wodurch neben anderen Vortheilen eine wesentliche Brennstoffersparung erreicht wird. — Antonien- und Godullahütte (Oberschlesien).[5]) Herdlänge 7.25 m, Breite 2.50 m; 4 Arbeiter rösten in 24 St. mit 1500 kg Klarkohle 3200 kg Blende auf 1 Proc. Schwefel ab. — Silesiahütte. Herdlänge 5.65 m, Breite 2.50 m, setzt unter Ersparung von 2 Arbeitern in 24 St. 3000 kg Blende durch.

Doppelöfen.

β) Fortschaufelungs-Doppelöfen[6]) mit zwei Herden übereinander (rheinisch-westphälische Oefen), je nach der Grösse des Herdes mit Arbeitsöffnungen nur auf einer Seite (Fig. 228, 229) oder auf beiden Seiten. Letztere erfordern, wenn die Röstung gut ausfallen soll, ein grösseres Arbeiterpersonal. — Borbeck, Oberhausen, Dortmund. Rösten der Posten von 1000 kg 12 St. auf dem oberen und ebenso lang auf dem unteren Herde, Krählen alle 20 Min. (Posten von 1600 kg erfordern 36 St.). Röstverlust 16 Proc., Brennstoffverbrauch 0.44 hl auf 100 kg geröstete Blende; Zinkverlust beim Rösten 2—$2^1/_2$ Proc. Röstversuche im Gerstenhöfer'schen Ofen zu Oberhausen und Ersetzung desselben wegen unvollständiger Röstung und sehr reichlicher Flugstaubbildung durch Hasenclever'sche Oefen. — Letmathe bei Iserlohn. Herde 4.7 m lang, 1.88 m breit, Rösten von 1750 kg in 48 St., 0.44 hl Kohle auf 100 kg Blende. — Stolberg, Münsterbusch. Ofen mit 5 Arbeitsthoren auf jeder Seite, beide Herde von 6.28 m Länge und 2.82 m Breite; Durchsetzquantum von 2500 kg Blende mit 10—11 hl Kohlen in 24 St. — Birkengang. Grössere Oefen mit 5, kleinere mit 3 Arbeitsöffnungen an nur einer Seite; oberer Herd mit Neigung, Gewölbe über der Feuerbrücke etwas jäh abfallend, wodurch die Flamme eine rollende, grösseren Effect hervorbringende Bewegung annehmen soll; Durchsetzquantum in 24 St. resp. 3000—3500 kg Erz mit 814 kg Kohlen bei drei Arbeitern und 1200—1250 kg mit 900 kg Kohlen bei zwei Arbeitern. Röstverlust 15.6 Proc., Zinkverlust 2.07 Proc., Schwefelgehalt des gerösteten Erzes 1.2 Proc., Zinkgehalt der rohen und gerösteten Blende resp. 43.11 und 50.04 Proc. — Wales.[7]) Doppelöfen, untere Sohle mit 2 Terrassen, 7.70 m lang und 2.55 m breit; Gewölbe 68 cm über der Untersohle, über der Obersohle 61 cm; Feuerbrücke mit horizontaler Zunge (S. 440) 1.45 m lang und 0.75 m breit; Luftzuführung durch seitliche Canäle auf beide Terrassen. Rösten in 24 St. von 2000 kg kieseliger Blende mit 40—60 Proc. Zn mit 1800 kg Kohle, Erfolg von 1700—1750 kg Röstgut. Abrösten auf 0.70 Proc. S und weniger; die Arbeiter erhalten neben fixem Lohne eine Prämie für jedes 0.1 Proc. S unter 2 Proc. — Nordamerikanische Zinkhütten.[8]) Oefen mit 6—7 m langen und 2—3 m breiten Sohlen, auf welchen das Erz 24—48 St. verweilt.

---

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 202. 2) Percy, Metallurgy 1, 550. 3) Kerl, Met. 2, 652, Taf. 7, Fig. 157, 158. 4) B. u. h. Ztg. 1874, S. 277 (mit Abbldg.). 5) Ebend. 1877, S. 71. 6) Ebend. 1871, S. 239; 1876, S. 202; 1877, S. 71 mit Abbldg.; 1878, S. 398. Dingl. 216, 334. 7) B. u. h. Ztg. 1878, S. 396 (mit Abbldg.). 8) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 314.

Doppelofen (Fig. 228, 229). *a* unterer Herd, 3.609 m lang, 2.928 m breit. *b* Feuerbrücke, 0.314 m breit und 0.157 m über dem 2.59 m breiten Roste *c*. *d* Arbeitsöffnungen, 0.42 m weit, 0.5 m über der Hüttensohle. *e* Gewölbe, 0.26 m stark, an der Feuerbrücke 0.58 m, in der Mitte 0.52 m über dem 0.1 m dicken Herde *a*. *f* Gewölbe, 0.52 m über dem oberen Herde. *h* Füllöffnungen von 0.16 m im Q., mit Eisenblechplatten geschlossen. *i* Fuchs. *k* Feuercanal von 0.37 m Höhe und 0.26 m Weite, über sämmtliche Oefen sich hinziehend und in eine gemeinschaftliche Esse mündend. *l* Gewölbe, 11.7 m weit, dessen Sohle 1.41 m unter der Hüttensohle. — Zuweilen befinden sich an der Feuerbrücke Züge zur Zuführung von Oxydationsluft (Birkengang). — Doppelöfen mit zwei Herden terrassenförmig nebeneinander zu Swansea.[1]) Oberer Herd 4.7 m lang, 2.82 m breit, unterer Herd, 0.13 m darunter, nur 3.77 m lang; Höhe der Feuerbrücke 0.73 m. Herdgewölbe in der Mitte 1.05 m, am Ende 0.31 m über der unteren Herdsohle; Abrösten einer Post von 1015 kg 11 St. auf dem oberen und 11 St. auf dem unteren Herde mit 2 Proc. Zinkverlust, wovon $^1/_2$ Proc. im aufgefangenen Rauche. Röstverlust 19.5 Proc. — Oefen, von den Feuergasen der Destilliröfen geheizt, haben einen 3.14 m langen und 1.88 m breiten Ober- und Unterherd bei Röstposten von 254 kg für 24 St.

Fig. 228.

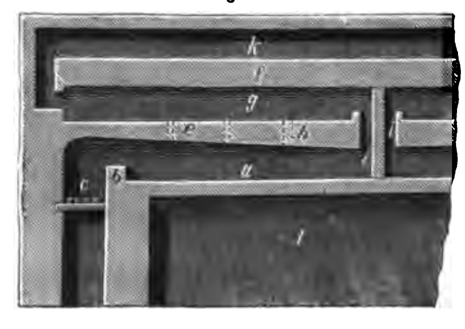
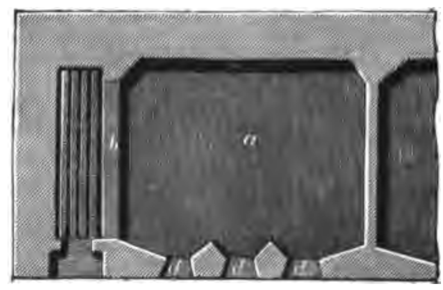


Fig. 229.



Platten-öfen. γ) Plattenöfen.[2]) Mathiessen und Hegeler Manufacturing Co. zu La Salle. Würfelförmiger Ofen mit 4.5 m Seite, parallel zu einer Seitenwand in 5 nebeneinander liegende getrennte Abtheilungen zerfallend, deren jede, 0.9 m breit, 8 Sohlen über einander hat, die abwechselnd nicht ganz bis zur Vorder- und Hinterwand reichen. Das Erz macht beim Fortschaufeln einen Zickzacklauf von oben nach unten, die Flamme umgekehrt, und ersteres fällt von der letzten Sohle durch einen mit Klappe versehenen Canal in den Keller. Man röstet bei 24 St. langer Röstdauer in einem Tage 1800 kg Erz. Auch hat man daselbst Oefen, deren 8 Sohlen keine ebenen, sondern gebrochene Flächen bilden.

Mechan. Röstofen. b) Mechanische Oefen von Kuschel und Hinterhuber (S. 440), ähnlich Fig. 104, S. 152, aber mit abweichender Krählvorrichtung, indem durch das feststehende Gewölbe 10 aus feuerfestem Thon hergestellte hohle dreieckige Krählen herabreichen, durch welche bei davon weggenommenen Stopfen gleichzeitig aus darüber stehenden Trichtern chargirt wird. Dieselben ragen bis nahe auf die Sohle des planen, mit Chamotte ausgeschlagenen rotirenden Eisenherdes von 3.8 m Durchmesser in einer Reihe derart hinab, dass je 5 auf der einen Seite mit ihren Spitzen eine entgegengesetzte Richtung zu der der anderen haben. Zwei directen oder Gasfeuerungen gegenüber, zwischen denen Wasserdampf zugeführt wird, tritt die Flamme durch 13 Füchse in einen gemeinschaftlichen halbringförmigen Sammelraum und von da in die Esse.

---

1) Percy, Metallurgy 1, 567. 2) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 316.



Beispiel.

Johannisthaler Hütte in Unterkrain.[1]) Einlassen von Röstgut durch die geöffneten empor gehobenen Krählen auf den Herd, Senken der Krählen nach Entfernung der bei mässiger Feuerung und langsam rotirendem Herde ausgetriebenen Feuchtigkeit, Zulassen von Wasserdampf während der ganzen Röstdauer, Hinablassen eines Coulissenapparates (Fig. 104, S. 152) durch einen radialen Schlitz im Ofengewölbe auf den Herd, welcher das Röstgut durch 4 Oeffnungen an der Peripherie der Herdsohle in einen Raum unter dem Ofen abstreicht. Erfolg s. S. 440.

Muffelöfen.

5) Gefässofen. Dieselben kamen früher in Gestalt von Muffelöfen in Anwendung, wo es sich um die Benutzung der von den Feuergasen freien schwefligen Säure handelte entweder zur Schwefelsäurefabrikation (Rhenania[2]) bei Stolberg) oder zur gleichzeitigen Vorbereitung der Blende für die Silberextraction (Přibramer Doppelmuffelofen[3])) oder zur Extraction von oxydischen Kupfererzen, wie die den Blenderöstöfen von Graham[4]) und Anthon[5]) ähnlichen Kastenöfen mit Zuführung von Gebläseluft zu Linz[6]) (Fig. 106, 107, S. 154) oder auch von heisser Luft.[7]) Derartige Muffelöfen geben aber bei grossem Aufwande an Brennmaterial für die Schwefelsäurefabrikation zu dünne Röstgase, sowie eine unvollkommene Röstung. Zur Vermeidung des ersteren Uebelstandes modificirte Godin[8]) den Stolberger Muffelofen in der Weise, dass die Blende, bevor sie auf eine von Feuergasen indirect erhitzte Sohle gelangt, 7 übereinander liegende Platten von feuerfestem Thone passiren musste in der Weise, dass, wenn die unten abgerösteten Erze ausgezogen waren, die Beschickung der zweiten Platte auf die erste geschoben wurde, die der dritten auf die zweite u. s. f. Bei guter Abröstung und an schwefliger Säure reicheren Gasen waren aber die Arbeitslöhne sehr kostspielig und der Gasverlust beim Chargiren bedeutend. Ein anderes Mittel zur Erzielung einer vollständigeren Röstung fand man in einer derartigen Combination eines Muffel- und Flammofens, dass die in ersterem unter Nutzbarmachung der schwefligen Säure abgeröstete Blende in der höheren Temperatur des letzteren todtgeröstet und die hierbei entwickelte, mit den Feuergasen gemischte schweflige Säure in einen hohen Schornstein entlassen wurde.

Godin's Modification.

Combin. Muffel- und Flammofen.

Stolberg.[9]) Früher Combination von 3 Flammöfen mit 1 Muffelofen von 16 m Länge, vor dessen Chargiröffnung die Blende in 3 Haufen angeordnet wird; während 2 Haufen umgekrählt wurden, blieb der 3. in Ruhe, und man vermied dadurch den schädlichen Eintritt von überschüssiger Luft in die Bleikammern.

Hasenclever-Helbig's Plattenofen.

Als besonders geeignet für die Blenderöstung, sowohl hinsichtlich des Grades der Abröstung, als auch der Nutzbarmachung der schwefligen Säure für die Schwefelsäurefabrikation erscheint die neueste bereits auf einer Anzahl Hütten (Stolberg, Oberhausen, Reckehütte, Letmathe u. s. w.) eingeführte Ofenconstruction von Hasenclever und Helbig (Fig. 93, S. 145), indem die ältere, Kerpely's Ofen[10]) ähnliche Construction (Fig. 92, S. 145) nicht die zum Rösten der Blende erforderliche Temperatur in dem oberen Theile des Thurmes gab. Diese neue Construction hat das Abweichende, dass die Erze auf einer geneigten Sohle hinab-

1) B. u. h. Ztg. 1871, S. 320; 1872, S. 200. 2) Ebend. 1871, S. 182. 3) Kerl, Met. 2, 654. 4) Polyt. Centr. 1846, S. 533. 5) Bgwfr. 10, 217; 12, 565. 6) B. u. h. Ztg. 1859, S. 438; 1866, S. 59. 7) Ebend. 1859, S. 176. 8) Plattner's Röstprocesse 1856, S. 34. Oest. Ztschr. 1858, S. 101. B. u. h. Ztg. 1871, S. 183. Dingl. 216, 334. 9) B. u. h. Ztg. 1866, S. 58. 10) Ebend. 1873, Taf. 4, Fig. 19.

rutschen, welche von unten durch die Ueberhitze des Muffelofens bis auf mindestens Antimonschmelzhitze erwärmt wird.

Beispiel. Rhenania. Rhenania. Es bezeichnet in Hasenclever-Helbig's neuem Ofen (Fig. 93, 94, S. 145): *i* Chargirtrichter zur Aufnahme des Erzes, wovon täglich bis 4000 kg im Ofen durchgesetzt werden können; *s* 43° geneigter Canal von 1.8 m Breite, 0.5 m Höhe und 9 m Länge, unterwärts im Zuge *d* von dem abgehenden Feuer des Muffelofens *b* geheizt. *h* 50 Scheidewände, welche einige Centimeter von der geneigten Sohle entfernt bleiben, dadurch eine dünne Erzschicht herstellen und die schweflige Säure aus der Muffel *b* durch abwechselnd gegenüberliegende Oeffnungen einen langen Weg über das Erz passiren lassen, wo dann die bei *s* entweichenden Röstgase in Folge fortgesetzter Röstung auf der schiefen Ebene mit schwefliger Säure sich stark anreichern. Durch seitliche mit Reibern zu schliessende Oeffnungen kann man in die einzelnen Abtheilungen des schrägen Canales gelangen, sowie auch durch ähnliche Oeffnungen in die Feuerzüge. *g* hohle, durch Luft gekühlte Abführwalze an einem kleinen Wasserrade, dessen Drehung in gewissen Zeitabschnitten erfolgt, sobald einige Schaufeln voll Wasser gelaufen sind. Dabei wird jedesmal Erz vorn in die Muffel *b* geschafft unter Nachrutschen desselben auf der geneigten Ebene, ersteres alle zwei Stunden in der Muffel ausgebreitet und allmählich an die Hinterseite derselben geschoben, wo dasselbe durch eine Oeffnung in der Sohle auf den direct befeuerten Herd *a* gelangt, hier vollständig abröstet und die hierbei entwickelte schweflige Säure mit den Feuergasen durch *e*, *c*, *d* und *m* in die Esse tritt. *l* Boëtius-Gasfeuerung mit bei *n* zugeführter Verbrennungsluft, welche eine gleichmässige Temperatur erzeugt und eine Ersparniss an Kohlen zulässt. *f* Arbeitsöffnung. Selbst schwefelarme Blenden lassen sich im Ofen hinreichend vollständig abrösten. Eine solche Blende mit 20 Proc. Schwefel enthielt bei *g* noch 10 Proc., hinten in der Muffel 6.4 Proc., an der Feuerbrücke 1.2 Proc. Schwefel. Bei kalkhaltigen Erzen ist der Schwefelrückhalt grösser (bis 5 Proc.). Die entwickelte schweflige Säure tritt zunächst in eine Kühlkammer mit eiserner Docke, auf welcher das Erz getrocknet wird. Muffel *b* 6.5 m lang, 1.8 m breit und 0.4 m hoch mit 5 Arbeitsöffnungen an einer Seite. Herd *a* 5.7 m lang und 0.4 m hoch. Höhe des Generators *l* 1.5 m, Breite am Boden 0.5 m, am Gewölbe 1.4 m. Auf 100 Thle. rohe Zinkblende gehen 28 Thle. Steinkohlen, wie bei gewöhnlichen Blenderöstöfen, aber die Arbeitslöhne stellen sich um 1.60 M. pro 1000 kg rohe Blende höher. Auch sind mechanische Rührvorrichtungen (ein sich hebendes und zurückfallendes bewegliches Gestell mit Querschienen) in Anwendung gebracht. —

Reckehütte. Letmathe. Reckehütte.[1]) Rösten von 3500 kg Blende auf 1 Proc. S in 24 St. mit 2000 kg Klarkohle. — Letmathe. Rösten von Bruchstücken in Kiesbrennern bis auf 7 Proc. S, von kleinerem Erze in Hasencleveröfen in der Muffel bis auf 14—18, auf der unteren Sohle bis auf 2—3.5 Proc. S, Zerkleinern des Gerösteten zwischen Walzen und Todtrösten im Fortschaufelungsofen unter Benutzung der schwefligen Säure aus ersteren beiden Oefen zur Schwefelsäurefabrikation in Bleikammern, in welche Salpetersäure staubförmig gelangt.

Blende. **158. Zerkleinern von Galmei und Blende.**[2]) Die Blende bedarf schon vor der Röstung einer starken Zerkleinerung (S. 435), und diese, wenn sie nicht schon bei der Aufbereitung erfolgt, geschieht bei Stückblende unter Brechmaschinen und Walzen (Oberhausen, Birkengang), zuweilen unter Kollermühlen u. s. w., mit Trommelsieben in Verbindung; zuweilen wird die Blende vor der Zerkleinerung mürbe gebrannt (S. 435), jedoch ist dieses Verfahren verwerflich wegen Bildung von Zinksulfat, welches die spätere Röstung erschwert und bei der nassen Aufbereitung ausgewaschen wird. In Kilns geröstete Stuffblende (S. 435) wird behufs Todtröstung in Flammöfen meist unter Kollermühlen verfeinert.

Zu Birkengang zerkleinert ein Walzwerk mit 20 cm langen und 75 cm dicken

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 71. 2) Zerkleinerungsvorrichtungen in Allgem. Hüttenk. S. 51 (Poch- und Walzwerke, Kollermühlen, Schleudermühlen, Kugeltonnen u. s. w.). Mühlenanlage für Zinkhütten im Constructeur 1869, S. 83. Walzwerke in B. u. h. Ztg. 1876, S. 200. Kugeltrommeln in Notizbl. d. deutsch. Ziegl.-Ver. 13, 50. Schleudermühlen in B. u. h. Ztg. 1871, S. 279; 1872, S. 97.

Walzen bei 7—8 Umdrehungen pro Min. mit 5 Arbeitern in einem Tage 15 000 kg Blende, welche Siebe von 1 mm Maschenweite passirt; Durchschnittsgehalt 43.11 Proc. Zn.

Der Stückgalmei wird nach der Röstung zerkleinert, damit bei der Reduction das Kohlenoxyd vollständiger in die Stücke eindringen kann, und zwar treibt man die Zerkleinerung bei der belgischen Zinkdestillirmethode weiter als bei der schlesischen. Galmei.

Für harte Erze (Willemit, Kieselgalmei) wendet man wohl Walzwerke mit Walzen von 70 cm Durchmesser und nicht über 60 cm Breite in Verbindung mit Trommelsieben und Elevatoren, dagegen für mildere Sorten meist Kollermühlen an, nachdem zuweilen das Material in einer Art Kaffeemühle vorgemahlen und das Feine durch eine Siebtrommel abgesondert ist (Angleur).

Eine Kollermühle in der Construction von Neuerburg [1]) in Kalk bei Deutz besteht aus zwei gusseisernen Walzen (Läufern), eine jede an einer horizontalen Axe um eine stehende Welle, mit Aufgebevorrichtung, in verschiedenen Kreisen in einer Eisenschale laufend. Das zu zerkleinernde Material wird durch einen Trichter in der Mitte der beiden Läufer, zu welchem ein Becherwerk führt, aufgegeben und nach der Zerkleinerung durch ein Scheer- und Rechwerk fortwährend vom Centrum nach der Peripherie gebracht, von wo es in eine Siebtrommel und die Gröbe ins Becherwerk gelangt. Neben geringem Kraftaufwande und nicht bedeutenden Unterhaltungskosten haben diese Maschinen eine bedeutende Leistungsfähigkeit. Eine ältere Kollermühle am Altenberg von 1.6 m Durchmesser, 0.35 m Breite und 3200 kg Gewicht der Läufer, bei welchen die Aufgebevorrichtung nicht vorhanden, zermalmt bei 3 Pferdekraft in 12 St. an 15 000—18 000 kg Galmei; die Vorrichtung in Angleur bei einer 10—12pferdigen Maschine für beide Mühlen 40 000—50 000 kg. Die obigen Neuerburg'schen Maschinen haben je nach ihrer Grösse einen noch grösseren Effect.

Neuerdings sind auch mit Vortheil Kugeltrommeln (in Schlesien) und Schleudermühlen (Carr's Desintegratoren) in Anwendung gekommen.

Eine Maschine letzterer Art verarbeitet z. B. in Belgien bei 400—500 Touren per Min. 13 000—14 000 kg Galmei in 10 St., welcher durch ein Paternosterwerk einer Siebtrommel mit 2 mm Maschenweite zugeführt wird.

159. Anreicherung armer Erze und Producte für die Zinkdestillation. Es ist in Vorschlag gebracht worden, namentlich aus ärmeren Erzen zunächst das Zink als Oxyd auf möglichst billige Weise zu isoliren und dann das angereicherte Product der Destillation zu unterwerfen. [2]) Man würde dann bei derselben Anzahl von Destilliröfen beinahe das Dreifache an Zink bei gleichem Kohlenaufwande und derselben Arbeiterzahl produciren oder bei gleicher Production in demselben Verhältnisse weniger Oefen, Kohlen und Arbeiter nöthig haben, auch bei Abwesenheit aller Schlackentheile die Destillirgefässe mehr schonen. Es scheinen aber diese Bestrebungen von praktischen Erfolgen nicht immer gekrönt zu sein, weder bei Versuchen auf trockenem, noch auf nassem Wege (Hubertushütte in Oberschlesien). Zweck.

Nach von Hauer reducirt sich auf nassem Wege dargestelltes Zinkoxyd rascher in niedrigerer Temperatur und vollständiger, als gebrannter Galmei und dieser wieder leichter, als geröstete Blende.

1) Trockener Weg. Bei allen Versuchen, metallisches Zink aus Erzen in Schachtöfen [3]) zu erhalten, erfolgte vorwaltend nur Zink- Trockener Weg. Schachtöfen.

1) Kerl, Grundr. d. allgem. Hüttenk. Fig. 31, S. 55. 2) Kerl, Met. 2, 640. Schles. Wochenschr. 1860, Nr. 17. B. u. h. Ztg. 1861, S. 352. Bgwfr. 6, 377. 3) Kerl, Met. 2, 722. B. u. h. Ztg. 1863, S. 281, 293, 396; 1877, S. 83, 149, 369; 1878, S. 67, 290. Technologiste 1880, Nr. 142.

oxyd, weil das reducirte Zink von der immer anwesenden Kohlensäure wieder oxydirt wird. Indem man das Zinkoxyd in Condensationskammern auffängt, erhält man ein angereichertes Product für die Destillation. Als Malerfarbe ist das Product meist nicht weiss genug.

Newark.

Newark (Pennsylvanien).[1]) Verschmelzen der 2 Proc. Zink enthaltenden Rückstände von der Zinkweissgewinnung in Flammöfen (siehe unten) im Hohofen auf Spiegeleisen und Benutzung des dabei erfolgenden Zinkoxydes, sowie zinkischer Ofenbrüche zur Zinkdestillation. Zur Ansammlung des Zinkoxydes im Ofen dient ein in denselben eingehängter Cylinder mit zwei Röhren, durch welchen die Dämpfe und Gase in lange Canäle auf der Hüttensohle und von da zum Windersetzungsapparat und zum Dampfkessel geführt werden.

Tarnowitz.

Tarnowitz.[2]) Sinterrösten mit sehr zinkischen Bleierzen, Verschmelzen des Röstgutes in Schachtöfen und Auffangen des verflüchtigten und oxydirten Zinkes in weiten Gasleitungen aus Blech, letztere theils mit nassen, theils mit trockenen Staubsäcken versehen. Das Zinkoxyd wird gemeinschaftlich mit gepochten zinkischen Ofenbrüchen aus dem Schachtofen reducirt.

Flammöfen.

Dagegen hat man Zinkoxyd sowohl als Malerfarbe (Newark, Pennsylvanien), als auch als angereichertes Product für die Zinkdestillation (Swansea, Freiberg) aus Erzen im Flammofen dargestellt.

Beispiele. Newark.

Newark.[3]) Ueberwölbte Oefen mit Sohle aus rostartig zusammengelegten schweren gewalzten Eisenstäben mit Durchbohrungen und mit Fuchs im Gewölbe; einfache Oefen mit einseitiger Arbeitsthür 1.57 m lang und 0.94 m breit mit 0.63 m im Q. weitem Fuchse; Doppelöfen mit zwei Arbeitsthüren, 5 m lang und 1.57 m breit mit 0.78 m im Q. weitem Fuchse; Ausbreiten von erbsengrosser Kohle auf dem Roste (bei einfachen Oefen 50, bei doppelten 120 kg), darauf ein Gemenge von Kohle und Erz (resp. 60 und 125 kg bei einfachen, 160 und 320 kg bei doppelten Oefen); Einleiten von Unterwind unter den Rost, Reduction des Zinkoxydes durch die glühenden Kohlen, Oxydation der Zinkdämpfe durch einen in den Fuchs eingeführten Windstrom und Ableiten des Zinkrauches über eine Wasserfläche hin nach einem Kühlthurme von 24 m Höhe und 25 m im Umfange unten, Niederführen des Rauches in einen anderen Thurm von 16 m Höhe, Ansaugen der Dämpfe hier durch einen Ventilator und Eintreiben derselben in Beutelkammern von 9.5 m Länge. Chargendauer 4 St. — Aehnliches Verfahren zu Swansea für arme Galmeie und in Belgien zur Verarbeitung aufbereiteter Rückstände aus den Destillirgefässen nebst armen Erzen mit 6—17 Proc. Zn auf 5 mm langen durchlöcherten Eisenplatten bei einer Cokeskleinunterlage, darauf Erz und Kohle, in 24 St. 1500 kg Erz à 16—20 Proc. Zn in 3 Posten mit 60 Proc. Reductionskohle und 70 Proc. Cokes.

Swansea u. Belgien.

Freiberg.

Freiberg. Erhitzen abgerösteter blendiger Bleierze im Flammofen mit Cokes (S. 69).

Nasser Weg.

2) Nasser Weg.[4]) Dieser besteht meist darin, das oxydische Erz oder zinkhaltige Abfälle durch ein Lösungsmittel (Säuren, Ammoniak, Salmiak, Chlormagnesium, Chlorcalcium, Carnallit u. s. w.) in Lösung zu bringen und entweder aus der Lösung das Zink durch Kalkmilch zu fällen oder dasselbe als basisches Salz zu erhalten. Wegen ihrer Kostspieligkeit haben diese Methoden keinen allgemeineren Eingang in die Praxis gefunden.

Gattiren.

160. Gattiren und Beschicken der Zinkerze. Das Gattiren[5]) muss so geschehen, dass bei der Destillationstemperatur möglichst strengflüssige oder unschmelzbare, die Thongefässe wenig angreifende Ver-

1) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 347. Oest. Ztschr. 1878, S. 442. B. u. h. Ztg. 1860, S. 37, 463; 1866, S. 30. 2) Preuss. Ztschr. 1874, Bd. 22, Nr. 3 u. 4. 3) Dingl. 135, 134. B. u. h. Ztg. 1863, S. 293; 1872, S. 61, 179. Muspratt's Chem. 3. Aufl. 7, 1297. Leob. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 331. Oest. Ztschr. 1878, S. 420. 4) Muspratt, techn. Chem. 3. Aufl. 7, 1247. B. u. h. Ztg. 1865, S. 422; 1875, S. 427. D. R. P. Nr. 8116 de 1879 (Gurlt). Wagn. Jahresber. 13, 139. 5) B. u. h. Ztg. 1876, S. 137; 1877, S. 71.

bindungen entstehen und aus reichen und armen Erzen ein mittlerer Zinkgehalt erzielt wird.

Dieser Bedingung entsprechen möglichst mangan- und bleifreie Erze und solche, die einem starken Eisen- und Kalkgehalte gegenüber keine oder wenig Kieselsäure und umgekehrt bei vorherrschend kieselig-thoniger Beschaffenheit wenig von jenen enthalten (Altenberg, Scharleygrube, Spanien, Sardinien). Am schädlichsten wirken wegen Leichtschmelzigkeit stark eisen-, mangan- und bleihaltige Erze; beim Ueberwiegen von Kieselsäure bei solch leichtschmelzigen Erzen wird Zinkoxyd verschlackt und man findet dann auf dem Muffelboden und selbst in den Vorlagen der belgischen Oefen eine gelbgrüne Glasmasse mit bis 20 Proc. Zn und bei eisenreichen und bleiischen Erzen im Destillirgefässe wohl metallisches Eisen und Blei. Solch eisen- und manganhaltiger Galmei findet sich u. a. in Carthagena und zu Birkengang. Schwefelmetalle, namentlich Schwefeleisen, greifen ebenfalls die Destillirgefässe stark an und für jedes Proc. Schwefel kann man 1 Proc. Zinkausbringen weniger rechnen.

Das Beschicken beschränkt sich auf ein Vermengen des Erzes mit bis zu dem gleichen Gewichte (gewöhnlich 40—46 Proc. bei Galmei und bis 55—60 Proc. bei Blende) von magerer, möglichst von Schwefelkies und Schiefer freier Reductionskohle, am besten zur Hälfte im Gemenge mit Cokesklein, welches der Zinkstaubbildung entgegenwirkt, indem dasselbe nicht zur Bildung von Wasserdampf Veranlassung giebt; Cokes allein wirken weniger kräftig reducirend und bedingen eine höhere Temperatur, während bei gleichzeitigem Vorhandensein von Steinkohlen die in der ersten Periode entwickelten Steinkohlengase beim Durchdringen des Erzes eine theilweise Zersetzung erleiden, einen Theil ihres Kohlenstoffgehaltes absetzen und daher auf die ganze Dauer des Processes kräftig reducirend wirken. Es scheinen dieses die nachstehenden Analysen[1]) von Gasen aus den Destillirgefässen zu bestätigen, welche stets arm an Kohlensäure sind, es sei denn, dass letztere immer wieder durch die überschüssige Kohle reducirt würde: Beschicken.

	a	b	c	d	e	f	g	h
Kohlensäure . . .	15.58	0.48	1.06	0.11	1.10	0.82	0.09	0.11
Kohlenoxyd	38.52	—	92.16	97.12	—	98.04	95.36	97.42
Methan (Sumpfgas) .	4.17	—	Spr.	Spr.	—	—	Spr.	—
Wasserstoff	41.70	—	5.32	1.83	—	0.72	3.72	1.20
Stickstoff	Spr.	—	1.01	0.41	—	Spr.	0.61	0.92

a—f von Letmathe aus Röhren, und zwar a kurz vor Beginn der Destillation; b Beginn der Destillation, obere Reihe; c Destillation weiter fortgeschritten, obere Reihe; d desgl., untere Reihe; e desgl.; f Destillation fast beendigt. g und h von Münsterbusch aus Muffeln bei starker Destillation.

Bei Blende giebt man mehr Reductionsmittel als bei Galmei wegen ihrer schwierigeren Reduction und wegen stärker corrodirenden Einflusses auf die Muffeln, in Oberschlesien z. B. auf 5000 kg Galmei 8—9 hl Klarkohle und 16—18 hl Cinder, für Blende 11 Proc. mehr. Die Grösse der Charge richtet sich nach der Grösse der Destillirgefässe, sowie nach der Reducirbarkeit und dem Zinkgehalte des Erzes und ladet man von der zinkreicheren und schwerer zu reducirenden Blende im Allgemeinen weniger, als von Galmei.

Da auch Kohlenoxydgas wirksam ist, so bedarf es keiner innigen Mengung von abgewogenem Erze und Kohle, und beide brauchen sich nicht im feinzertheilten Zustande zu befinden. Man übergiebt neuerdings häufiger behufs besseren Ausbringens die für sich zerkleinerten Materialien nochmals zusammen der Zerkleinerung (Bethlehemhütten in Nordamerika, zu Newark[2]) 100 calcinirten Galmei mit

1) Dingl. 237, 390 (Fischer). B. u. h. Ztg. 1880, S. 371. 2) B. u. h. Ztg. 1872, S. 61; 1877, S. 393.

40 Kohle, nach der Zerkleinerung unter Walzen folgt Sieben), oder einem trockenen Mengen im Thonkneter (Moresnet), als dass man die einzeln zerkleinten Stoffe in auf Böcken stehenden muldenförmigen Holz- oder Blechtrögen von etwa 95 cm Länge und 32 cm Höhe oder auf der gepflasterten Hüttensohle mengt, wobei das Gemenge nur etwas angenetzt wird, damit bei der alsbald beginnenden Gasentwickelung nichts aus den Gefässen herausgeblasen wird.

Kieselgalmei wird in feingepulvertem Zustande bei hoher Temperatur von feiner Kohle allein vollständig reducirt und vermeidet man meist die wohl hier und da angewandten Kalkzuschläge[1]), weil dieselben namentlich bei Gegenwart von Eisenoxyd eine Schlackenbildung begünstigen und dann die Thongefässe angreifen. Während Zinkspath bei beginnender Weissgluth reducirt wird, erfordert Kieselgalmei eine höhere Temperatur. Derselbe eignet sich besser für den belgischen, als für den schlesischen Process.

Der Aggregatzustand der Beschickungsbestandtheile richtet sich nach dem gewählten Zinkdestillirapparate, hauptsächlich aber nach der mehr oder weniger leichten Reducirbarkeit des Erzes.

Beim schlesischen Processe wendet man etwa haselnussgrosse Stücke an, welche sich in den Muffeln nicht zu dicht zusammenlegen; der belgische Process erfordert stärker zerkleinte Materialien, weil alsdann die Röhren mehr davon fassen. Durch Beimengung von 15—20 Proc. Galmei zur pulverförmigen Blende wird die Destillation erleichtert. Die Röhre (Retorte) hat der Muffel gegenüber den Vortheil der viel dichteren Beschickung und des dadurch bedingten geringeren Metallverlustes, da die Retorte am Ende der Destillation mit Zinkdampf gefüllt bleibt. Zur Erzielung einer recht dichten Beschickung mengen Binon und Grandfils[2]) Kohle und Erz warm mit Theer und pressen die Masse zu Cylindern von dem Querschnitte der Destillirröhren, wodurch die Arbeit des Ladens erleichtert, die Ofencharge verstärkt, die Reduction begünstigt und der Zinkverlust verringert wird. Kieselgalmei, geröstete Zinkblende und zinkische Ofenbrüche müssen wegen ihrer Dichtigkeit fein gemahlen und mit stark zerkleinter Kohle oder Cokes innig gemengt werden; Zinkspath lässt gröberes Korn zu. Eine pulverförmige Beschickung wird, wie bemerkt, wohl angefeuchtet, um das Verstäuben und eine Trennung der Ingredienzen beim Chargiren zu verhindern, sowie ein Herausblasen derselben aus den Röhren bei Beginn der Gasentwickelung.

Trocknen und Brennen.

161. Vor- und Zubereitung des feuerfesten Thones. Nach dem oberflächlichen Reinigen des Thones von Schmutz, Eisenoxydparthien u. s. w. wird derselbe theilweise auf langen eisernen, durch heisse Luft erwärmten Röhren 36—40 St. getrocknet, theilweise aber zu nicht mehr sinternder Chamotte gebrannt ohne vorheriges Trocknen, wobei gleichzeitig organische Substanzen zerstört werden.

Beispiel. Stolberg.

Stolberg. Brennöfen von 3.60 m Länge, 2 m Tiefe und 1.60 m Höhe bis zum Gewölbe; Sohle durchlöchert (s. Fig. 236) oder aus 30 cm starken und 20 cm von einander abstehenden Bogen gebildet, darunter der Planrost, im Gewölbe mit dem Schornsteine correspondirende Züge. Brennen von 15 000 kg Thon während 36 St. mit 2500 kg Kohlen, Gewichtsverlust des Thones 25 Proc.

Nach dem Trocknen resp. Brennen des Thones wird derselbe erst mit Hämmern, dann unter Kollermühlen zerkleinert, welche bei etwa 5 Umgängen in der Minute täglich 10 000 kg getrockneten oder 5000 kg gebrannten Thon mahlen, z. B. resp. zu 2 und 1.5 mm Grösse. Hierauf folgt das Mengen der beiden Thonsorten mit Wasserzusatz entweder mittelst Umschaufelns und 5—6 mal wiederholten Tretens mit den

1) Dingl. 157, 61. Tunner's Ber. über die London. Ausstell. von 1862. Wien 1863, S. 21.
2) Dingl. 235, 280.

Füssen (Birkengang) oder in Knetmaschinen[1]) (Petrins), denen man zur grösseren Sicherheit der Erlangung einer homogenen Masse wohl auf kleineren Werken das erstere Verfahren vorzieht. Hierauf lässt man den Thon an einem feuchten Orte noch 4—6 Wochen oder länger faulen. Von der Herstellung der Destillirgefässe (Röhren, Muffeln) wird bei den betreffenden Processen weiter die Rede sein.

---

2. Abschnitt.

Zinkdestillation.

161a. Allgemeines. Von den chemischen Vorgängen bei der Reduction der Zinkerze durch Kohle, der Destillation des dabei frei gewordenen Zinkes und den Schwierigkeiten bei seiner Gewinnung war bereits die Rede (S. 431). Hauptübelstände dabei sind die Nothwendigkeit von einen grossen Aufwand an Brennmaterial und Thon bedingenden Gefässöfen, sowie die bislang nicht zu vermeidenden bedeutenden Metallverluste (z. B. auf Dortmunder Hütte bei Muffelöfen mit Boëtiusgenerator 9—11 Proc., zu Birkengang bei Stolberg in Muffelöfen mit Siemens'scher Regenerativgasfeuerung bis 15 Proc., nach Kleemann bei den armen oberschlesischen Galmeien 25—33 Proc. von dem Zinkgehalte derselben, bei Zinkblende noch 1—3 Proc. mehr in den alten Oefen). Theorie. Uebelstände.

Die Verluste können veranlasst werden durch unvollständige Verdichtung der Zinkdämpfe in den Vorlagen, namentlich bei Ueberhitzung derselben und während des Abstiches, wo die Vorstecker abgenommen sind, und theilweise Oxydation (man hat vorgeschlagen, die Dämpfe durch ammoniakalische Flüssigkeiten[2]) zu leiten); durch Bildung von Zinkstaub, welcher zum Theil zu Zinkoxyd verbrennt (möglichstes Auffangen desselben in Ballons; bei reichen strengflüssigen Erzen erfolgt weniger Zinkstaub, wenn man rasch destillirt); durch Porösität und Schadhaftwerden der Destillirgefässe, welchem man durch sorgfältige Anfertigung derselben und Glasiren möglichst entgegentritt; durch einen Rückhalt an Zink in den Rückständen (1—10 Proc.) und Abgängen, welcher durch Aufbereitung, Benutzung auf Zinkweiss u. s. w. theilweise wiedergewonnen wird (S. 446); beim Umschmelzen des Zinkes durch Krätzenbildung, welche man durch Luftabschluss, Zusatz von Reductionsmitteln (Salmiak) u. s. w. zu beschränken sucht.

Alle Versuche, zur Verminderung der Kosten statt der Gefässöfen Schachtöfen[3]) anzuwenden, haben zu erwünschten Resultaten nicht geführt, weil in Folge von Oxydation der Zinkdämpfe durch Kohlensäure neben wenig metallischem, meist pulverförmigem Zinke viel Zinkoxyd erfolgte, welches nochmals in gewöhnlicher Weise in Gefässöfen behandelt werden musste. Schachtöfen.

---

1) Kerl, Met. 2, 675, Taf. 7, Fig. 197. Ders., Thonwaarenindustrie, 2. Aufl., S. 164. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 140. 3) Kerl, Met. 2, 722. B. u. h. Ztg. 1853, Nr. 3 (Kerl); 1861, S. 312; 1862, S. 324 (Müller, Lencauchez); 1863, S. 281, 293, 396; 1877, S. 83, 149, 369 (Thum); 1878, S. 67; 1880, S. 10; 1881, S. 6 (Gillon); S. 10 (Hamet). Dingl. 224, 179 (Clerk); 227, 384; 228, 266 (Köhler). Wagn. Jahresber. 1878, S. 263.

Besondere Studien über die continuirliche Zinkgewinnung in Schachtöfen sind früher von Müller und Lencauchez, neuerdings von Clerk, Thum und Köhler gemacht. Von der Beobachtung derselben Thatsache ausgehend, werden Müller und Clerk zu ganz verschiedenen Schlüssen geleitet. Während ersterer darauf hinarbeitete, die Wirkung der Kohlensäure durch möglichst rasche Abkühlung der Zinkdämpfe auf ein Minimum zu beschränken, wobei er allerdings neben Zinkoxyd immer Zinkstaub erhielt, so hat Clerk bei seiner Ofenconstruction das Hauptaugenmerk darauf gerichtet, die Wirkung der Kohlensäure gänzlich auszuschliessen und eine Condensation von flüssigem Zinke durch langsame Abkühlung der Dämpfe bei constanter Temperatur zu erzielen, vom theoretischen Standpunkte aus das richtigere Princip und als Ziel zu erstreben.

Flammöfen. Auch Flammöfen[1]) haben sich nicht bewährt, desgleichen nicht eine von aussen geheizte grosse Muffel von 3 m Länge und 2 m Breite, durch welche zur Reduction des darin befindlichen Erzes Leuchtgas unter starker Pressung geleitet wurde; es erfolgte fast nur Zinkstaub.

Von Ponsard ist ein Flammofen mit geneigtem Herde empfohlen, in welchen die Erze am obersten Ende durch das Ofengewölbe eingebracht, mittelst eines Rechens ausgebreitet und die Rückstände am unteren Ende in einen Behälter entlassen werden. Die von der reducirenden Flamme erzeugten Zinkdämpfe treten mit den Gasen in einen Condensator am oberen Ende des Ofens, einen doppelwandigen Kasten mit dazwischen fliessendem Wasser, aus welchem die Gase in eine Regeneratorkammer ziehen und aus dieser erhitzt wieder in den Reductionsofen gelangen.

Jetzige Destillirmethoden. Zur Zeit sind hauptsächlich nur die schlesische oder Muffel- und die belgische oder Röhren-Destillation in Anwendung. Je nachdem man bei ersterer die Flamme durch Oeffnungen im Gewölbe ins Freie abziehen lässt oder dieselbe nach unten durch Oeffnungen im Herde einer Esse zuführt, unterscheidet man die alte schlesische und die belgisch-schlesische Methode.

Der Kärnthner Apparat[2]) mit einer grossen Anzahl stehender Röhren um eine centrale Feuerung herum ist wegen discontinuirlichen Betriebes, unvollkommenen Ausbringens und der Schwierigkeit, eine grosse Röhrenzahl gleichmässig zu erhitzen und zu warten, längst verlassen, jedoch sind neuerdings von Binon und Grandfils[3]) verbesserte Oefen mit stehenden Röhren zur Verarbeitung bleiischer Zinkerze empfohlen. Der englische Tiegelofen ist wegen sehr bedeutenden Kohlenconsumes dem belgischen oder schlesischen Ofen, wenigstens für Erze, gewichen und nur noch untergeordnet zur Umdestillation von Zinkabfällen an wenigen Orten in England, z. B. zu Neath[4]), in Anwendung, wo Thon theuer, aber Steinkohlen sehr billig sind. Während auf 1 Thl. Zink beim belgischen Processe etwa 6—8 Thle. fette Kohlen, beim alten schlesischen 15—20 Thle. magere bei armen Erzen und 11 bis 12 Thle. fette bei reichen Erzen (Swansea), beim belgisch-schlesischen Ofen 6—8 Thle. fette Steinkohlen kommen, so braucht der englische Ofen 22—27 Thle. fette Steinkohlen auf 1 Thl. Zink, und zwar auf den alten Planrostfeuerungen; bei den neueren Gasfeuerungen stellen sich die Verhältnisse günstiger (S. 451).

Auswahl und Vergleichung der belg. u. schles. Methode. Bei der Auswahl der belgischen oder schlesischen Methode in einem vorliegenden Falle bilden die Basis Preise und Beschaffenheit von Thon und Brennmaterial, namentlich ob ersterer mehr oder minder feuerbeständig und zum Reissen nicht geneigt, letzteres lang- oder kurzflammig ist. Da sich der Verbrauch[5]) an Kohlen, Erz und Thon etwa wie 2.5 : 1 : 0.2 stellt, so führt man zweckmässig das Erz zu den Kohlen. Es haben sich die Grundlagen, auf welche die Auswahl des einen oder anderen Processes bei den älteren Oefen mit directer Feuerung basirt war, neuerdings vielfach geändert, namentlich

---

1) Berggeist 1861, Nr. 43. B. u. h. Ztg. 1868, S. 66, 439. 2) Kerl, Met. 2, 721. 3) Rev. univers. 1879, Vol. 5, Nr. 1, p. 228. B. u. h. Ztg. 1880, S. 10. 4) B. u. h. Ztg. 1861, S. 430. 5) Ebend. 1876, S. 118.

seit Anwendung der Gasfeuerung und der damit verbundenen Ersparung an Brennmaterial und feuerfestem Thone unter Vergrösserung der Production (durch mehrreihige Muffelöfen u. s. w.).

Bei einer Vergleichung[1]) beider Processe ergiebt sich Nachstehendes:

Der belgische Process mit einer grossen Anzahl Röhren in 7—8 Horizontalreihen erfordert bei directer Feuerung

a) weniger, aber langflammiges Brennmaterial (S. 450).

Die Röhren werden von der Flamme rings umspielt und bei geringeren Dimensionen von der Hitze rascher und leichter durchdrungen, als die grösseren Muffeln, welche bei der älteren Ofenconstruction mit ihrem Boden auf dem Herde stehen und nur seitlich und von oben von der Flamme getroffen werden; bei manchen Constructionen ist der Boden frei (Newton's Ofen[2]), Doppelöfen mit zwei Muffelreihen über einander). Während langflammige Kohlen die Anbringung mehrerer Gefässreihen über einander zulassen, so bedingen kurzflammige Kohlen die Aufstellung derselben (Muffeln) möglichst nahe der Feuerung in einem Niveau. Fette Kohlen gestatten eine Klinkerrostfeuerung und entwickeln beträchtlichere Mengen Gas mit einer gewissen Spannung, welche bei mageren Kohlen nur durch jedesmaliges Aufgeben grösserer Quantitäten Kohlen hervorzubringen ist. Nach Wabner[3]) lässt sich jedoch die Kurzflammigkeit der Kohlen durch geeignete Vorwärmungsanlagen an der Feuerung (Schlackenrost, Fischbauchroststäbe, niedrigen Aschenfall u. s. w.) bekämpfen. Auf nordamerikanischen Zinkhütten erzielt man bei den Röst- und Destilliröfen aus dem kurzflammigen Anthracit[4]) eine lange Flamme durch Verbrennung desselben auf dem Wetherillroste, einer Gusseisenplatte mit kegelförmigen Oeffnungen, unter Zuführung von mittelst eines Fächergebläses erzeugtem warmem Unterwinde. Das Erhitzen der obersten Röhrenreihe der belgischen Oefen geschieht auf diese Weise vollständiger, als mit fetten Kohlen. Holzkohle[5]) kommt selten in Anwendung. — Bei den neueren Gasöfen spielt die Lang- oder Kurzflammigkeit des Brennmateriales keine wesentliche Rolle mehr, und man ist beim schlesischen Processe mit Regenerativfeuerung auf denselben Brennstoffverbrauch, wie beim belgischen, und wohl noch darunter gekommen.

b) Mehr und feuerfesteren Thon.[6])

Die nur an den beiden Enden aufgelagerten Thonröhren erweichen bei der starken Feuerung leichter und werden leichter rissig, als die stabiler stehenden Muffeln und bei vorkommenden Brüchen von Röhren leiden die unterliegenden durch das Herabfallen der Bruchstücke leicht Schaden. Man braucht deshalb für dieselbe Zinkproduction verhältnissmässig weniger Muffeln, als Röhren, jedoch sind die Muffeln schwieriger und langsamer anzufertigen. Auf 100 kg Zink rechnet man etwa 6 Frcs. für Röhren und 4 Frcs. für Muffeln. Ausser der Feuerfestigkeit des Thones kommt noch besonders Plasticität beim Formen, Dichtigkeit im Feuer und die Eigenschaft, in der Hitze mehr oder weniger leicht zu reissen, in Betracht und haben in letzterer Beziehung manche belgische Thone Vorzüge vor den anerkannt feuerfesten englischen und schottischen. Weniger feuerfest sind die rheinischen und polnischen, in Oberschlesien angewandten Thone. Während sich letztere noch zu Muffeln eignen, sind sie zu Röhren unbrauchbar.

Beispielsweise zeigen gute belgische Thone nachstehende Zusammensetzung:

	a	b	c	d
Kieselsäure	54	63	71	76
Thonerde	26	24	20	18
Eisenoxyd	2	1	2	Spr.
Kalkerde	—	1	—	—
Wasser	20	11	7	6

a fetter Thon von Andenne. b halbmagerer Thon von Namur. c desgl. von Natoye. d kieselsäurereicher Thon von Natoye. Preis loco Abgangsstation 15 bis 20 Frcs. für 1000 kg.

---

1) Kerl, Met. 2, 662. B. u. h. Ztg. 1867, S. 205. 2) Polyt. Centr. 1857, S. 793. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 300. 4) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 319. 5) B. u. h. Ztg. 1865, S. 12. 6) Kerl Thonwaarenindustrie 1879, S. 491. Dess. Allgem. Hüttenk. S. 200. Vergleich. v. belg. u. engl. Thon in Rev. univers. 1877, T. II, Nr. 3, p. 580, 604, 630. Amerikanische Thone: Report of the Clay Deposits in New Jersey. Trenton, Naar 1878.

c) Eine feinzerkleinte Beschickung aus bereits angegebenen Gründen (S. 448).

Da die Zinkblende vor ihrer Röstung stark zerkleinert sein muss, so eignet sie sich am besten für das belgische System (Mühlheim a. d. Ruhr, Letmathe, Corphalie); hohe Thonpreise und kurzflammiges Brennmaterial können aber in ökonomischer Beziehung dem schlesischen Systeme das Wort reden (Borbeck).

d) Reichere Erze.

Ob Erze bei einem gewissen Minimalgehalte noch zu verarbeiten sind, entscheiden hauptsächlich der Preis von Thon und Brennmaterial und die Arbeitslöhne. Bei den in Belgien vorhandenen Preisen für erstere beiden z. B. lassen sich Erze mit unter 40 Proc. Zinkgehalt meist nicht mehr mit Vortheil verhütten (wohl aber wenn bei 45 Proc. Zinkgehalt des Erzes die Gestehungskosten der Kohlen pro 1000 kg nicht über 15 Frcs. und die des Thones nicht über 35 Frcs. steigen), während in Oberschlesien bei weit niedrigeren Thon- und Brennmaterialpreisen Erze mit 12—20 Proc. Zink noch verhüttbar sind. Aermere Erze geben in Muffeln ein besseres Ausbringen wegen längeren Verweilens in der Hitze und geringerer Zerbrechlichkeit der Destillirgefässe, auch wohl weil die alten schlesischen Oefen nicht mit Essen versehen sind, welche beim Schadhaftwerden der Destillirgefässe ein Saugen und somit einen Zinkverlust veranlassen. Kieselgalmei, welcher eine höhere Temperatur als Zinkspath bei der Reduction bedarf, eignet sich für den belgischen Process besser, als für den schlesischen, indem die Temperatur in den Röhren rascher und vollständiger durchdringt, während die Beschickung bei noch nicht abdestillirtem Kerne an den Wänden der Muffeln schon flüssig sein und diese zerfressen kann. Reductions- und Schmelzpunkt liegen häufig bei Kieselgalmei nahe bei einander und bedingt letzterer dann einen schleunigen Reductionsprocess. Für eisenreiche Erze eignen sich Röhrenöfen weniger gut, als Muffelöfen, weil bei ersteren reducirtes und gekohltes Eisen leichter ins Zink in den Vorlagen fliesst. Vielfach werden aber auch reichere Erze in Muffelöfen verarbeitet, namentlich bei Gasfeuerung, welche eine Vermehrung der Muffelzahl, intensivere Hitze und leichtere Ausführbarkeit zulassen, als z. B. Regenerativfeuerung bei belgischen Oefen.

e) Grössere Geschicklichkeit der Arbeiter.

Die Wartung des Ofens ist beim belgischen Processe difficil, mühevoller, und namentlich ist es schwierig, in allen Theilen oben und unten, hinten und vorn eine gleichmässige Temperatur der Retorten zu erhalten. Auch müssen die Arbeiter abgehärteter sein, als bei den alten schlesischen Oefen. Neuere Verbesserungen der letzteren (Ableitung der Flamme nach unten, Anbringung mehrerer Muffelreihen über einander und Anwendung von Gasfeuerung) erfordern jedoch auch geschultere Arbeiter. Von Bedeutung ist die Lage der Zinkhütten in der Nähe einer an metallurgische Arbeiten gewöhnten Bevölkerung, da das Metallausbringen, der Prüfstein eines guten Betriebes, wesentlich von der Geschicklichkeit und dem guten Willen des Arbeiters abhängt[1]); daher ist die Prämieneinrichtung (S. 432) vortheilhaft.

f) Die Production

ist bei belgischen Oefen grösser, als in schlesischen, weil der intensivere Process zwei- bis dreimal rascher verläuft, was zu reicheren Rückständen bei ersteren und einem besseren Ausbringen bei letzteren führt. Ein Uebelstand ist, dass die Charge immer nur eine bestimmte Zeit dauert, ohne Rücksicht auf den stattgehabten Ofengang. Nach Braun ist der schlesische Ofen, welcher in seiner früheren Construction dem belgischen in Betreff des Ausbringens und des Kohlenaufwandes nachstand, dagegen weniger Löhne beanspruchte, in der jetzigen Form, geheizt durch Generatorgase oder die Siemens'sche Regenerativfeuerung, ganz vorzüglich und dem belgischen ebenbürtig.

g) Die Anlagekosten

sind bei den alten schlesischen Oefen geringer, als bei den schlesisch-belgischen Oefen, dagegen bei den neueren schlesischen Oefen, namentlich Gasöfen, höher, sowie auch dabei an Arbeitslöhnen gegen die belgischen nichts gespart wird.

---

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 358. Berggeist 1875, Nr. 3.

Die Reparaturkosten werden bei schlesischen Oefen dadurch billiger, dass man schadhafte Stellen meist mit feuerfester Masse ausstampfen kann, während belgische Oefen feuerfeste Steine erfordern.

h) Zerstörbarkeit der Destillirgefässe.[1])

Muffeln sind vorzuziehen, wenn die Rückstände zähe und feste Schlacken bilden; dagegen ist es zweifelhaft, ob corrodirende Metalloxyde (Bleioxyd, Eisenoxyd u. s. w.) nachtheiliger sind bei der höheren Temperatur, aber kürzeren Dauer des belgischen Processes, oder bei längerer Dauer und minderer Temperatur in den schlesischen Oefen. Da die Röhren stärkere Neigung haben als Muffeln, so gelangt bei der Destillation entstehende flüssige Schlacke in ersteren leicht nach vorn und somit aus dem Bereiche der Hitze. Auch lässt man wohl das untere Ende der Röhre auf einer hohlen, von Luft gekühlten Thonplatte (taque) aufliegen, wo dann das gekühlte Röhrenende weniger zerfressen wird. Sehr stark corrodirend auf die Gefässe wirkt Schwefeleisen, welches sich aus Eisenoxyd und Zinksulfat enthaltender Blende bilden kann. Der von gröberem Korne angewandte Galmei bietet den Gefässwänden weniger Berührungsfläche, als die feine Blende. Als Mittel zum Schutze der Gefässe gegen Corrosion und Durchdringung von Zinkdämpfen hat man eine Beimengung von Cokes zur Thonmasse und eine innere Glasur[2]) angewandt, z. B. von Eisenhohofenschlacken, Alkalien, alkalischen Erden, Lehm u. s. w.

Nach Vorstehendem empfehlen sich im Allgemeinen schlesische Oefen besonders bei billigem, kurzflammigem Brennmateriale und theurem Thone (Oberschlesien), belgische bei theurem, aber langflammigem Brennmateriale und billigem, sehr gutem Thone (Belgien, Westphalen). Bei langflammigem Brennmateriale kann die belgisch-schlesische Methode mit nach abwärts gehender Flamme Vortheile gewähren. Gasfeuerung ändert diese Verhältnisse. **Anwendbarkeit der Ofensysteme.**

In Belgien und Westphalen giebt es Hütten, welche Galmei und Blende nach belgischer Methode (Moresnet, Angleur, St. Leonard, Mühlheim a. d. Ruhr) und nach belgisch-schlesischem Verfahren verhütten (Flône, Valentin Cocq, Borbeck, Stolberg) und in beiden Fällen bei gleich günstigen Verhältnissen für die Beschaffung von Kohle, Thon und Erz nahezu dieselben Productionskosten haben, indem der Mehrverbrauch an Thon beim belgischen Processe durch den Minderverbrauch an Steinkohlen gegen den schlesischen sich ausgleicht. Im Allgemeinen kommt in Belgien der Thon doppelt so theuer, als das Brennmaterial, und je nach dem Schwanken dieses Verhältnisses in dieser oder jener Gegend richtet sich hauptsächlich die Auswahl des Processes.

Die Verhüttungskosten bei den verschiedenen Methoden sind nach älteren Angaben für 100 kg Zink beispielsweise folgende[3]): **Verhüttungskosten.**

	Alter schles. Proc.	Belgisch-schles. Proc.		Belgisch. Proc.
	Lydogniahütte. Galmei.	Valentin-Cocq. Galmei.	Borbeck. Galmei u. Blende.	Moresnet. Galmei.
	a	b	c	d
Arbeitslohn	6.00 Frcs.	4.16 Frcs.	5.00 Frcs.	4.50 Frcs.
Kohlen	8.40 „	7.33 „	10.69 „	5.25 „
Muffeln	1.66 „	0.62 „	1.90 „	— „
Schmelzkessel		— „	— „	— „
Röhren	— „	— „	— „	2.28 „
Vorlagen	— „	— „	— „	0.43 „
Sonstige feuerfeste Massen	— „	0.50 „	0.75 „	0.08 „
Eisenwerk	0.32 „	0.05 „	0.05 „	0.06 „
Ofenbau und kleine Reparaturen	0.50 „	— „	— „	— „
Generalkosten	0.68 „	— „	— „	— „
	17.56 Frcs.	12.66 Frcs.	18.39 Frcs.	12.60 Frcs.

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 299. 2) Percy, Metallurgy. 1. Aufl. 1, 594. B. u. h. Ztg. 1860 S. 92; 1861, S. 40; 1862, S. 140. Dingl. 158, 157. 3) Kerl, Met. 2, 704, 716, 717.

a) 1 Tonne polnischer Thon zu 9.4—11.25 Frcs., 1000 kg Kohlen zu 6—7 Frcs. Zinkausbringen 15—19 Proc. Kosten einer Muffel 5.5 Frcs.; auf 1 Thl. Zink gehen 20 Thle. Steinkohlen; Arbeitslöhne 8—10 Frcs. pro 12stünd. Schicht. b) 1000 kg Kohlen 9.6 Frcs., belg. Thon 15.25—15.65 Frcs., Muffel 4.84 Frcs., Vorlage 0.29 Frc.; Ausbringen 38 Proc. c) 1000 kg belg. Thon 32.39 Frcs., rheinischer Thon 14.82 Frcs.; Steinkohlen 14 Frcs., Blende mit 48—50 Proc. Zn und 25—30 Proc. Galmei mit 35—37 Proc. Ausbringen. Darstellungskosten bei demselben Aufwande an Kohlen, feuerfesten Massen und Arbeitslöhnen um 5 Frcs. höher als in Belgien wegen höherer Thon- und Kohlenpreise und grösseren Metallverlustes bei der Blendeverhüttung. d) Bei denselben Materialpreisen wie zu Valentin Cocq brauchte man pro 1000 kg 216 kg Kohlen weniger, dafür aber mehr Thon, so dass die Darstellungskosten bei 17 Frcs. täglichem Arbeitslohne pro Ofen nahe gleichkommen.

Ofendimensionen. Aus einer Zusammenstellung der Dimensionen verschiedener Oefen, ihrer Roste und des Volumens der Gefässe von Havrez[1]) ergiebt sich, dass es vortheilhaft ist, wenig voluminöse Gefässe mit dünnen Wänden, aber mit grossen Heizoberflächen zu haben. Auch Wabner[2]) hat eine Vergleichung der Rost- und Herddimensionen verschiedener Oefen gegeben.

Neuere Verbesserungen. Neuere Verbesserungen beim Zinkhüttenbetriebe haben zum Zwecke:

1) eine Ersparung an Brennmaterial (welche bei den fortwährend steigenden Kohlenpreisen geboten ist, da das Zink naturgemäss bei seinen Eigenschaften im Preise nicht hoch mehr steigen kann), und zwar:

Feuerungsvorrichtungen. a) durch zweckmässige Abänderung der Feuerung. Die gewöhnlichen Planrostfeuerungen leiden an dem Uebelstande, dass bei dem periodischen Aufgeben festen Brennmateriales die Wärmeentwickelung sehr unvollständig ist; es erzeugen sich beim Schüren eine grosse Menge Gase, die bei der gesunkenen Temperatur nur unvollständig brennen. Auch müssen die Kohlen besondere Eigenschaften besitzen, wenn lange Flammen erforderlich sind. Zur Beseitigung dieser Uebelstände sind in Anwendung gebracht:

Siemens'sche Feuerung. α) Siemens'sche Regenerativgasfeuerung[3]), weniger bei belgischen Oefen (Belgien) als bei schlesischen Oefen (Fig. 258) (Birkengang bei Stolberg seit 15 Jahren, Münsterbusch, Freiberg, Antonien- und Paulshütte in Oberschlesien, England), welche letzteren sich wegen Disposition der Oefen, der Grösse der Apparate und des grösseren Brennstoffverbrauches besser empfehlen. Als Vortheile hat man erreicht: eine bedeutende Brennstoffersparung, weniger Verlust an feuerfesten Gefässen wegen gleichmässigerer, durch Schüren nicht zeitweilig herabgestimmter Wärme und Vermeidung von Stichflamme, Ersparung an Thon wegen Zulässigkeit dünner Muffeln, welche in Folge dessen von der Wärme vollständiger durchdrungen werden; ferner längere Ofencampagnen (4—6 Jahre und länger im Vergleiche zu 1 Jahre bei Oefen mit directer Feuerung), Erforderniss von nicht mehr Brennmaterial, als für belgische Oefen, bessere Arbeit und grösseres Zinkausbringen, namentlich durch gesteigerte Haltbarkeit der Muffeln (nur 15—18 Proc. Zinkverlust zu Birkengang); dagegen erfordern die Regenerativöfen ein bedeutendes Anlagecapital, gute Steinkohlen, für jede Sorte derselben eine durch Versuche zu ermittelnde bestimmte Höhe der stehenden Abkühlungsröhre, in welcher sich auch Flugstaub ansammelt, und überall eine sorgsame Wartung, namentlich der gewöhnlich alle Stunden zu drehenden, durch Einwirkung der Hitze leicht defect werdenden Wechselklappen, ferner Verstopfung und öfters erforderliche Reinigung der Regeneratoren, — alles Uebelstände, welche eine gewöhnliche Gasfeuerung nicht mit sich führt. Man muss die Regeneratoren von dem sich ansetzenden Zinkoxyde leicht reinigen können. Namentlich setzt sich letzteres mehr in den Luftkammern, als in den Gaskammern ab, indem

1) Kerl, Met. 2, 669. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 341. 3) Krans, étude sur le four à gaz etc., Paris, Lacroix 1869, p. 123. B. u. h. Ztg. 1867, S. 362; 1869, S. 405; 1870, S. 92, 115; 1878, S. 304. Steinmann, Comp. d. Gasfeuerung 1876, S. 97. Kerl, Allg. Hüttenk. S. 191.

sich dasselbe in letzteren reducirt und verflüchtigt. Durch Anwendung der Gasfeuerung ist man bei schlesischen Oefen auf denselben Brennmaterialverbrauch wie bei belgischen gekommen oder selbst darunter.

Gewöhnl. Gasfeuerungen.

β) Gewöhnliche Gasfeuerungen[1]) von Boëtius, Nehse, Gröbe-Lürmann[2]), letztere zu Moresnet, u. A. Fig. 230, 231 Boëtius'sche Feuerung: *A* Generatorschacht, z. B. 1.8 bis 2 m hoch, 0.75 m breit und 0.90 m tief. *a* geneigter Rost unterhalb der Chargirplatte von Thon. *b* Luftzuführungsöffnung. Die Verbrennungsluft für die Feuergase circulirt bei *n* in den hohlen Ofenwänden und bei *m* in der Feuerbrücke und strömt aus beiden, resp. bei *c* und *d* erhitzt, aus. Diese Vorrichtung hat — meist mit den Modificationen, dass man die Chargirplatte verkleinert und den noch schräger gestellten Rost verlängert, um die Verbrennungsfläche zu vergrössern, ferner, dass man die Verbrennungsluft nur in den beiden Seitenwandungen sich erhitzen und dann durch Oeffnungen in denselben seitlich oder von oben zu den Feuergasen treten lässt — wegen grösserer Einfachheit und Billigkeit, als der Siemens'sche Apparat, und guter Leistungen hinsichtlich Ersparung von Brennmaterial (30 Proc.) und Gefässen, sowie grösseren Ausbringens eine allgemeine Verbreitung gefunden, zumal der Apparat keine grösseren Räumlichkeiten bedingt, als für den gewöhnlichen Zinkofen erforderlich (Gladbach, Dortmunder Zinkhütte, Brixlegg). Die Verbrennungsluft muss da zugeleitet werden, wo die höchste Temperatur zu erzielen ist, also kurz vor dem Eintritte in den Ofen, nicht in dem Generator selbst, weil dieser sonst zu heiss wird und zu sehr leidet. Auch Blenderöstöfen sind mit Boëtiusfeuerung versehen (S. 444). Die Destilliröfen zu Brixlegg enthalten theils 80, theils 136 Muffeln. Zur Dortmunder Hütte soll der Zinkverlust je nach der Bedienung des Ofens nur 9—11 Proc. betragen. Sonstige Gasfeuerungen haben noch Johannisthaler Hütte in Unterkrain[3]), Borbeck, Oberschlesien u. s. w. Hauzeur[4]) hat bei belgischen Oefen die Gasfeuerung mit der directen Feuerung derart verbunden, dass aus dem Raume für directe Feuerung die Feuergase in einem Nebenraume zwischen den Röhren durch und unter Zuführung von erhitzter Luft von oben nach unten geleitet werden.



Fig. 230.

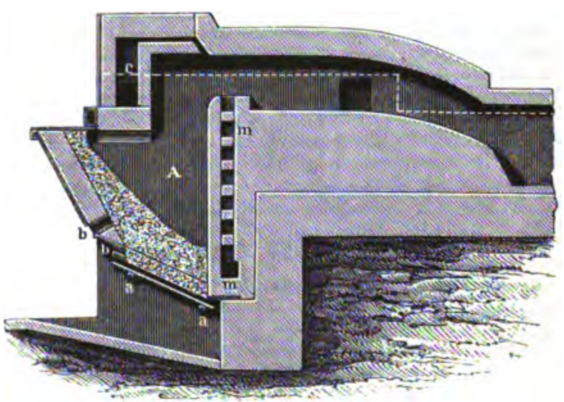
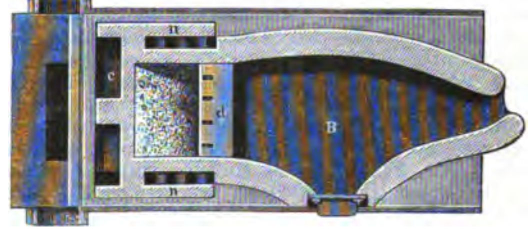


Fig. 231.



Treppenrost.

γ) Treppenroste, namentlich bei belgischen Oefen (Letmathe), wohl mit Ober- und Unterwind (Belgien), sowie Planroste mit Schlackenrost und Unterwind, auch wohl mit Oberwind (Silesiahütte[5]) in Oberschlesien) behufs Anwendung von aschenreichem Kohlengruse (Staubkohle). Letzterer erfordert eine verhältnissmässig starke Windpressung.

---

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 452; 1870, S. 165. In Brixlegg ebend. 1873, S. 94. Ramdohr, Gasfeuerung. Halle 1875. Stegmann's Gasfeuerung. Berlin 1881. 2) Kerl, Allg. Hüttenk. S. 198. B. u. h. Ztg. 1879, S. 232, 328; 1880, S. 326. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 200. 4) D. R. P. Nr. 3729 v. 15. Sept. 1877. 5) Maschinenconstructeur 1870, Hft. 8. B. u. h. Ztg. 1867, S. 314, Taf. 10, Fig. 7—9. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingenieure 1866, 10, 495.

Oberwind. δ) Zuführung von Oberwind in den Muffelraum der schlesischen Oefen. Dähne[1]) leitet in den Raum hinter dem Roste durch das Gewölbe heisse Luft, wobei durch Verbrennung der noch unzersetzten Feuergase der Muffelraum sich erweitern lässt. Dadurch, dass man heisse Luft successive an verschiedenen Stellen hinter einander zu den Verbrennungsgasen führt, erzielt man eine gleichmässigere Erhitzung eines grösseren Raumes (Lütticher Ofensystem[2]), System von Loiseau[3]), von Hegeler und Matthiessen[4])).

Brennmaterialstaub. ε) Anwendung von staubförmigem Brennmateriale. Dähne's Schüttofen[5]), bei welchem magere Gruskohle mittelst eines kaffeemühlenähnlichen Apparates zerkleinert durch das Gewölbe von einer Destillirröhre des belgischen Ofens auf die andere fällt, hat sich in England und auch zu Letmathe nicht bewährt; die Brennmaterialasche zerstörte die Röhren und hemmte den Zug. Dagegen sind mit grossem Vortheile in Spanien Zinköfen construirt, bei welchen der niederfallende Brennmaterialstaub mit den Destillirgefässen nicht in Berührung kommt. Bei bedeutender Brennstoffersparung und grösserem Ausbringen wegen gleichmässiger Temperatur ist dabei die Feuerung vom Arbeiter unabhängig, welcher den Rost nicht zu beschicken und zu räumen braucht, es bleiben keine unverbrannten Brennstofftheile zurück und die Anlage ist billiger als Gasgeneratoren, welche geschickte Arbeiter erfordern (Hauzeur's Patent vom 2. December 1871).

b) Durch Erhitzenlassen zweier Oefen (Doppelofen) durch ein und dieselbe Flamme von einem Planroste aus (Birkenganger Muffelöfen).

Production und Ausbringen. 2) Vergrösserung der Production und des Ausbringens, grossentheils in Folge der verbesserten Feuerungen.

Die Vermehrung der Destillirgefässe[5]) findet bald ihre Grenze in dem Ungleichwerden der Temperatur in den verschiedenen Ofentheilen, sowie auch darin, dass der Arbeiter den Ofen nicht mehr beherrschen kann. Wo es sich bei sehr reinen Erzen um das möglichst vollständige Ausbringen eines Zinkes von höherem Handelswerthe handelt, ist man wohl auf kleinere Oefen wieder zurückgegangen (Spanische Oefen mit Staub-Flammfeuerung). Eine Vermehrung der Destillirgefässe und damit der Production ist besonders möglich geworden durch die Gasfeuerung[6]), bei nach unten abgeleiteter Flamme und langflammiger Kohle in zwei- und dreiherdigen Muffelöfen, erstere von Defawe in Stolberg zuerst ausgeführt (schlesische Oefen früher mit 20 Muffeln, enthalten jetzt 30—40, welche täglich statt 300—400 kg an 1500—2000 kg Erz verarbeiten, in Stolberg zwei- und dreisohlige Oefen mit resp. 136 und 204 Muffeln; belgische Oefen früher mit 30 Röhren für 200 kg Erz in 24 St., haben jetzt 70 und mehr Röhren für 1200 kg Erz, Zinkverlust früher bis 40 Proc., jetzt bis 25 Proc., Brennstoffverbrauch früher der 4fache, jetzt weniger als der 3fache vom Erze, bei Regenerativöfen der 2fache; Grösse der Muffeln in Oberschlesien: Länge 1.6—2 m, Höhe am offenen Ende 350—550, am geschlossenen 590—610, Breite resp. 150—200 und 220—270 mm; auf belgischen, rheinischen und westphälischen Hütten: Länge 1.33 m, Höhe 0.55 m, Weite 0.15 m); durch geeignetere Gestalt der Destillirgefässe: ovale Röhren in belgischen Oefen, drei Reihen elliptischer Muffeln über einander, so dass sich dieselben nicht decken, nach Dähne zur Ersparung von Brennstoff und Thon, sowie zur Erzielung grösserer Production u. s. w.; durch zweckmässige Einrichtung der Vorderwand bei belgischen Oefen (Dähne's Honigscheibenbrust[7]), Letmather Einrichtung) u. A. — Zur Erhöhung des Ausbringens hat wesentlich beigetragen die gleichförmige Temperatur bei Gasfeuerungen, die Herstellung dichterer Destillirgefässe durch geeigneteres Material und Glasiren (S. 453, 457), die Zugutemachung der Rückstände (z. B. durch Aufbereitung unter Wiedergewinnung von Kohle, dann Benutzung des Angereicherten zur Herstellung von Zinkweiss in Flammöfen, S. 446), die vollständigere Condensation der Zinkdämpfe[8]) (Kleemann lässt die Dämpfe aus der

---

1) B. u. h. Ztg. 1865, S. 148; 1866, S. 126, Taf. 3, Fig. 14—19. 2) Wochenschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1877, Nr. 44. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 171. 4) D. R. P. Nr. 10009 v. 19. Oct. 1879. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 766. 6) Ebend. 1876, S. 6; 1878, S. 304 (Verh. zwischen Heizraum und Destillirgefässen). 7) B. u. h. Ztg. 1868, S. 66. 8) D. R. P. Nr. 2962 v. 19. Dec. 1877 u. Nr. 8121 v. 2. Juli 1879 (Kleemann); Nr. 5929 v. 27. Aug. 1878 u. Nr. 8349 v. 26. Aug. 1878 (Kosmann); Nr. 8953 v. 9. Mai 1879 (Dagner). Dingl. 236, 249 (Kleemann, Kosmann). D. R. P. Nr. 9672 v. 2. Oct. 1879. Dingl. 237, 301 (Palm). B. u. h. Ztg. 1881, Taf. 1.

Vorlage durch einen mit glühenden Kohlen versehenen Rost gehen oder verdoppelt die Vorlagen, an deren oberste sich ein Ballon anschliesst; Kosmann verbindet die Vorlagen mit einem gemeinschaftlichen Exhaustorrohre; Dagner wendet ein dreitheiliges Vorlagensystem an, Palm bringt die Zinkdämpfe in Rohrleitungen wiederholt mit Wasser zusammen und verwendet die gereinigten Gase zum Heizen der Zinköfen). In Birkengang haben die Vorstecktuten [Ballons] innen ihrer Länge nach eine nicht ganz bis zum Boden gehende Scheidewand, so dass Gase und Dämpfe einen längeren Weg machen müssen, ehe sie durch eine Oeffnung entweichen. — Ertheilung von Prämien[1]) bei festem niedrigerem Lohn an die Arbeiter für Mehrausbringen (auch Ersparung an Brennstoff und Muffeln) nach einer gewissen Scala, wobei die zuletzt erfolgenden Mengen Zink höher bezahlt werden, als die ersten; kürzere Arbeitszeit (12 St. statt früher meist 14 St.), wo dann der Ofen besser geleitet wird zum Vortheil des Ausbringens.

3) Verbesserung der Destillirgefässe.

Destillirgefässe.

Diese beziehen sich nicht sowohl auf deren Gestalt (ovale Röhren und Muffeln), als auf das Material dazu, welches man neuerdings in Belgien quarzreicher und den Dinassteinen (Allg. H., S. 204) ähnlich zusammengesetzt hat, und zwar z. B. zu Destillirröhren aus $^1/_3$ Andenner Thon mit 60—70 Proc. Kieselsäure, $^1/_3$ scharfem und ungleichkörnigem Sande und $^1/_3$ Chamotte, was eine Masse mit etwa 94 Proc. Kieselsäure giebt, während sie sonst viel thonerdereicher war. Die Ingredienzien werden bis zu 2 mm Korn unter Kollermühlen gemahlen, im trockenen Zustande mittelst Schaufelns und Durchsiebens gut gemengt und unter Wasserzusatz im Thonschneider geknetet. Röhren aus solcher Masse noch mit Lehmglasur (60 Lehm, 30 Glas und 10 Soda) versehen, stehen weit besser im Feuer, als die thonerdereicheren, lassen bei geringerer Wandstärke (2 cm) kein Zink durch, geben weniger Bruch, werden namentlich von kieselsäurereichen Erzen wenig angegriffen, sind billiger (Röhren kosten z. B. 1.20 Frcs. gegen früher 3 Frcs.) und lassen wegen geringerer Wandstärke die Hitze besser durch. Auch werden Quarzsteine zweckmässig zum Ofenbau verwandt (Mühlheim). Ein Versetzen der Muffelthonmasse mit Cokes zum Schutze gegen Corrosion und Durchdringen von Zinkdämpfen ist weniger gebräuchlich. Das Trocknen der Thongefässe geschieht weit besser — als früher mittelst im Trockensaale oder darunter aufgestellter Heizöfen — durch in tieferem Niveau angebrachte Caloriferen (z. B. von Reinhardt in Darmstadt), aus doppelwandigen wellenförmigen Blechen construirt, welche von innen geheizt werden, während die Luft zwischen den Wänden aufsteigt, an einer Seite des Saales oben eintritt und am entgegengesetzten Ende mit Wasserdämpfen geschwängert durch eine Oeffnung im Boden entweicht, wo dann die Temperatur im Saale nahezu ganz gleichförmig ist.

4) Erzielung reineren Zinkes.

Erzielung reineren Zinkes.

Zur Abscheidung des Bleies vom Zinke Verwendung bauchiger Vorlagen mit Stichloch zum Ablassen des Bleies unter dem Zinke weg; Eingiessen des Zinkes aus den Vorlagen in eine Form mit Vortrichter, in welchem sich vorzugsweise das Blei absetzt, während das gereinigte leichtere Zink in die Form gelangt.

5) Schutz der Arbeiter.

Arbeiterschutz.

An den schlesischen Oefen, welche früher den Rauch immer durch Oeffnungen im Gewölbe in die Hütte entliessen und dadurch den Arbeiter sehr belästigten, hat man bei aufwärts oder absteigender Flamme (belgisch-schlesische Oefen mit gleichzeitig bedeutender Brennmaterialersparung) Essen[2]) angebracht, sowie bei belgischen und schlesischen Oefen vollkommenere Condensationsvorrichtungen an den Vorlagen und nach unten in Gewölbe führende Schlitze, durch welche die Rückstände beim Ausräumen der Destillirgefässe hinabgleiten und somit aus dem Arbeitsraume entfernt werden. Früher hatte man vor den Röhrenreihen zu Borbeck Klappen zum Schutze der Arbeiter gegen die Hitze beim Ausräumen. Hering[3]) beschickt die Muffeln ohne Boden von oben durch Trichter und lässt die Rückstände aus der Muffel in einen damit communicirenden geneigten Canal gelangen, dessen Inhalt immer so weit entleert wird, dass für frisches Erz Raum in der Muffel erfolgt.

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 168. B. u. h. Ztg. 1876, S. 7. 2) Kleemann, die Zinkgewinnung in Oberschlesien, Breslau 1860. Julien, Zinkgewinnung in Oberschlesien in B. u. h. Ztg. 1861, S. 396. B. u. h. Ztg. 1867, S. 300, 313, Taf. 10, Fig. 1—6. 3) D. R. P. Nr. 8687 v. 25. Juli 1879. Dingl. 236, 249.

1. Capitel. **Alte schlesische Zinkgewinnungsmethode.**

Wesen der Methode.

162. Allgemeines. Diese Methode[1]) ist dadurch charakterisirt, dass in einem nach Art der Glasöfen überwölbten, zu beiden Seiten einer in der Mitte des Herdes tief gelegenen Feuerung auf diesem stehende Muffeln von der Flamme magerer, kurzflammiger Steinkohlen seitlich umspielt werden, worauf die Flamme theils durch seitliche Oeffnungen in Räume zum Calciniren des Galmeies, zum Tempern der Muffeln und zum Umschmelzen des Zinkes, theils durch Oeffnungen im Ofengewölbe ins Freie zieht, die entwickelten Zinkdämpfe aber in einer knieförmig gekrümmten Vorlage sich zu flüssigem Zinke condensiren, welches durch den vertikalen Theil der Vorlage in ausgesparte Räume (**Tropflöcher**) tröpfelt, in denselben erstarrt und dann nochmals umgeschmolzen wird. Die Rückstände fallen beim Ausräumen auf die Hüttensohle.

Schattenseiten.

Sowohl durch Anhäufung der Rückstände im Arbeitsraume, als durch das Ausströmen des Ofenrauches ins Freie erwachsen den Arbeitern bedeutende Belästigungen, das Brennmaterial wird unvollständig ausgenutzt (auf 1 Thl. Zink gehen bis 20 Thle. Kohlen), es oxydirt sich viel Zink in den Tropflöchern (summarischer Zinkverlust bis 36 Proc. und mehr) und beim Chargiren der neben dem Destillirofen liegenden Calcinirräume tritt eine unerwünschte Abkühlung desselben ein. Eine solche findet auch leicht in Folge des durch den Mangel an Essen öfters erforderlichen Lüftens des Rostes und Oeffnens des Schürloches zur Zuführung von Verbrennungsluft statt. Bei der Tropfzinkbildung bleibt aber das Zink nicht, was ein Vortheil ist, längere Zeit in Vorlagen flüssig oder überhitzt, in Folge dessen neue Dämpfe entstehen, die als Staub in die Ballons gehen; auch ist Tropfzink gewöhnlich reiner.

Gründe für die Beibehaltung d. Systems.

Trotz dieser Nachtheile hat man diese Ofenconstruction in Schlesien vereinzelt bis in die neueste Zeit beibehalten, weil die **magere kurzflammige Kohle**, wie Versuche ergeben haben, bei Ableitung der Feuergase in einen Canal oberhalb des Ofens und von da in eine Esse eine zu rapide Verbrennung erleidet, die Feuergase ohne Spannung zu rasch entweichen, kleine Cokesstückchen durch den Rost fallen, kalte Luft durch denselben eindringt und durch Abkühlung des Ofens das Zinkausbringen zurückgeht. Weder Zuführung von Luft über dem Roste[2]), noch Gasfeuerung[3]), noch das belgisch-schlesische System haben sich in Oberschlesien für die zur Disposition stehende magere Steinkohle früher bewährt, während man neuerdings letzteres System bei passender Modification, z. B. Anwendung von Unterwind, mit Erfolg zur Ausführung gebracht hat[4]) (s. Cap. 2). Bei **fetten Steinkohlen** geben Essen eine gute Wirkung an den alten schlesischen Oefen (**England**[5])). Wenn trotz der aufgeführten Schattenseiten der alten schlesischen Methode dieselbe in Oberschlesien mit armen, ein Ausbringen von durchschnittlich 14 Proc. Zink gebenden Erzen nicht höhere Selbstkosten verursacht, als der Process mancher westphälischen Hütten, welche mit 40—45 Proc. Zink haltenden Erzen nach der vollkommeneren belgisch-schlesischen Methode arbeiten (S. 463), so hat dieses seinen Grund theils in billigeren Preisen der Rohmaterialien, theils in der möglichsten Oekonomie bei Anlage der Hütten und beim Betriebe. Die Hütten Rheinland-Westphalens sind zum Theil noch begünstigt durch die gleichzeitige Gewinnung der Zinkerze mit Bleierzen, die Verwendung mancher fremder Erze u. s. w.

Oberschles. Ofen ohne Esse.

163. Destillröfen. Der alte oberschlesische Ofen hat nachstehende Einrichtung (Fig. 232—234).

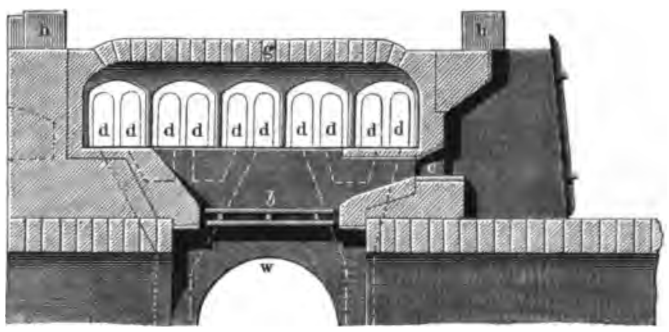
a Galmeicalcinirräume zwischen zwei Oefen (Doppelofen), durch Füchse *k* mit dem Destillirraume verbunden und in 0.89 m Höhe mit der gemauerten oder aus

---

1) Geschichtliches: Schles. Wochenschr. 1859, Nr. 34. B. u. h. Ztg. 1860, S. 328; 1871, S. 116; 1873, S. 433; 1874, S. 23. 2) B. u. h. Ztg. 1849, S. 277. 3) Ebend. 1850, S. 667. 4) Ebend. 1867, S. 300, 313. 5) Kerl, Met. 2, 695, 709.

Thon aufgestampften starken Kappe *g* versehen. *b* Rost, 1.66 m lang, 0.39 m unten und 0.47 m oben breit und 0.78 m unter dem Herde. *d* 20 Muffeln, und zwar

Fig. 232.



12 kleinere und 8 grössere, durchschnittlich 117 cm lang, 56 cm hoch und unten 22, oben 25 cm weit (aussen gemessen), je 2 in einer 0.73 m hohen und 0.65 m weiten Nische (Vorkapelle) befindlich und durch 1.33 m lange und 0.1 m dicke Scheidewände getrennt. *c* Schürloch, 0.55 m über der Herdsohle und nach innen zu in den sog. Schlund mündend. *h* ins Freie gehende niedrige Schornsteine. *e* Muffelglühraum von 1.88 m Länge, 0.71 m Breite und 0.42 m Höhe. *f* Raum zum Umschmelzen des Tropfzinkes in einem Kessel. z Rösche, 2.2 m hoch mit Querrösche *w*. *q* die Ausräumöffnung verschliessende und mit Thon mittelst einer Zange anlutirte Thonplatte. *r* horizontaler Hals der Vorlage, am Kopfe mit der durch eine Thonplatte zu verschliessenden Chargir- und Räumöffnung *o* ver-

Fig. 233.

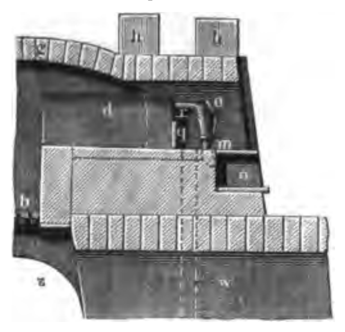
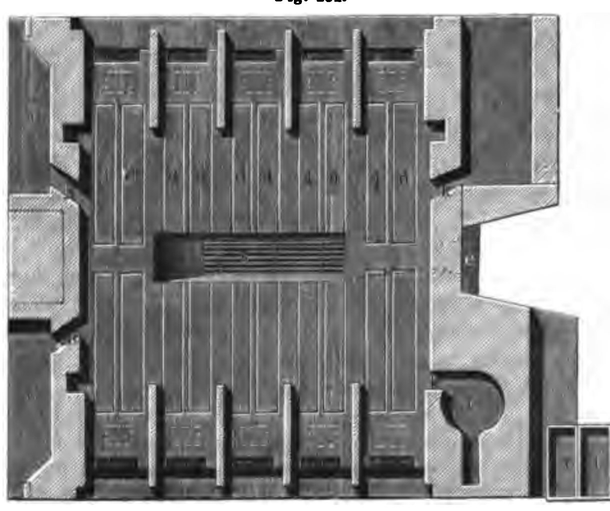


Fig. 234.



sehen. *m* die in das Tropfloch *n* mündende Tropfröhre (dieselbe muss direct, etwas weiter rechts, als die Zeichnung angiebt, in das Tropfloch münden). Der Raum zwischen

Muffel und Kappe wird vorn mit Thon verschlossen und vor die Vorlagenräume eine Thür mit einer Oeffnung in der Mitte gesetzt, durch welche letztere man Kühlungsluft zuführen und den Vorlagenhals bei einer Verstopfung mittelst Drahtes aufräumen kann. Bei den neueren Oefen der Silesiahütte sind die Vorlagenräume mit Schlitzen versehen, durch welche die ausgeräumten Rückstände hinabgleiten in Gewölbe.

Kleemann's Essenofen.

Der von Kleemann [1]) für oberschlesische Hütten construirte Essenofen hat sich nicht bewährt. Das Saugen der Essen soll bei schadhaft gewordenen Gefässen den Zinkverlust erhöhen. [2])

Englischer Essenofen.

Der englische Essenofen [3]) für fette Kohlen mit 4.26 m weitem und 0.84 m hohem Herdraume hat zwei Reihen von Füchsen seitlich im Gewölbe, die in zu einer Esse führende horizontale Canäle münden; Oeffnungen mitten im Gewölbe dienen zum Ausbessern schadhafter Muffeln; die in der Muffel *A* (Fig. 236) befindliche Tropfröhre *e* geht tief ins Tropfloch hinab.

Fig. 235. Fig. 236.





Fig. 235, 236. *A* Muffel, innen 1.26 m lang, 0.47 m hoch und 0.21 m weit. *a* Vorsprünge. *b* Steg oder Brücke. *c* Ausräumöffnung, mit Thonplatte *k* verschliessbar. *d* Oeffnung zur Aufnahme des thönernen Vorlagenhalses *e* von 0.16 m Weite, 0.37 m Höhe am Tropfrohre und 0.47 m Länge; Tropfröhre in 2 Theilen, der obere *f* von 0.09 m Weite und 0.29 m Länge von Gusseisen, der untere *g* von Eisenblech, 0.10 m weit und 0.45 m hoch. *h* Chargiröffnung, mit Thonplatte verschliessbar.

Muffeln.

Behufs Herstellung der Muffeln wird, sowohl für den alten schlesischen, als den belgisch-schlesischen Process, der zerkleinerte getrocknete, mit Chamotte gemengte Thon (zu Münsterbusch z. B. $^3/_5$ Chamotte und $^2/_5$ Thon, zu Birkengang 190 getrockneter und 390 gebrannter Thon) von verschiedener Korngrösse (S. 448) in horizontalen Lagen unter Befeuchten mit Wasser ausgebreitet, die Masse umgeschaufelt, durch Treten oder in Knetmaschinen homogen gemacht (S. 449) und nach folgenden Methoden zu Muffeln geformt:

Formmethoden.

a) Mittelst Handarbeit. Aushöhlen eines massiven Prismas mit quadratischem Querschnitte von der Breite der Muffel zur Bildung von Boden und Untertheil der Wände, Formirung der Seitenwände und des Gewölbes durch Aufsetzen und festes Aufkneten von Thonplatten, Ausschlagen des Innern der Muffel mit einem höl-

1) Kleemann, die Zinkgewinnung in Oberschlesien 1860, Taf. 2 u. 3. B. u. h. Ztg. 1867. S. 300, 313. 2) Kerl, Met. 2, 667. 3) Ebend. 2, 695, Taf. 8, Fig. 194—197.

zernen Hammer zum Dichten und zur Herstellung der richtigen Form, Ankneten von Vorsprüngen *a* (Fig. 235, 236) in der Mitte der vorderen offenen Seite zur Auflagerung eines Thonstreifens (Steg) *b*, unter welchem dann die Ausräumöffnung *c* und darüber die Oeffnung *d* zur Aufnahme des Vorlagenhalses *e* offen bleibt (Oberschlesien[1])).

b) Mittelst Formen, aus einzelnen mit Leinwand überzogenen Theilen und an Charnieren sich drehenden Seitenwänden bestehend. Aufkneten der Muffel bei aufrecht stehender mehrtheiliger Form aus Thonsträngen (Swansea[2])) oder Thonplatten oder Einlegen einer Thonplatte[3]) als Boden in die kastenförmige horizontal liegende, mit Leinen überzogene, mit Sand bestreute und getrocknete Form mit seitlichen Klappen, Aufbiegen der Platte, Abschrägen der Ränder, Aufkneten der Seitenplatten auf dieselben, inwendiges Dichtklopfen, Einsetzen des Muffelstuhles und der von ihm getragenen, mit Leinwand überzogenen, getrockneten und gut mit Sand abgeriebenen Gewölbeschablone, Belegen derselben mit der das Gewölbe der Muffel bildenden Thonplatte, Ablösen der äusseren Form, Glätten der Muffel, Ausbessern schadhafter Stellen, Abstumpfen der Bodenkanten und Feststellen zwischen Prahmbrettern, Herausnehmen von Stuhl und Bogen, wenn der Arbeiter bei Herstellung einer folgenden Muffel deren bedarf, nach einigem Trocknen Verputzen der Vorderseite, Einsetzen des zum Tragen des Brücksteines dienenden Zäpfchens. Oder: Formen des parallelepipedischen Muffelbodens mit dem Schlägel, Ausschneiden eines Hohlraumes, Umspannen des Stückes mit dem unteren Theile des Modellkastens, Einsetzen von Thonblättern von der Höhe eines Modelltheiles, Aneinanderkneten, Zerkratzen des schräg abgeschnittenen Endes des eingelegten Blattes, Befeuchten desselben mit Wasser, Aufsetzen des nachher noch anzuknetenden Blattes mit dem entsprechend abgeschrägten Ende, Festdrücken, Festschlagen mit einem eisernen Kolben (Oberschlesien).[4]) — Zuweilen werden die Muffeln zwischen Kern und Mantel aufgestampft, auch wohl mit hydraulischen Pressen[5]) hergestellt. Man macht die Muffeln nach hinten in Boden und Wand dicker, als vorn, im Gewölbe dünner. — Behufs Trocknens Aufstellen der Muffeln einen Tag lang um einen Ofen, dann während etwa 4 Wochen in einer Vortrockenkammer mit 30—32° Wärme aufrecht stehend, dann Ueberstreichen mit der Glasur (S. 457) und Lagern im Trockensaale 10—12 Monate bis zum Gebrauche, in welchem durch Caloriferen (S. 457) eine durchschnittliche Temperatur von 35° erhalten wird (Belgien, Westphalen, Rheinland). — Vor dem Gebrauche Erhitzen der Muffeln etwa 12—14 St. bis zur hellen Rothgluth in durch die abgehende Flamme des Destillirofens erhitzten Räumen *a* (Fig. 234) oder in besonderen Oefen[6]) mit directer Feuerung Fig. (237, 238).

Fig. 237 u. 238.

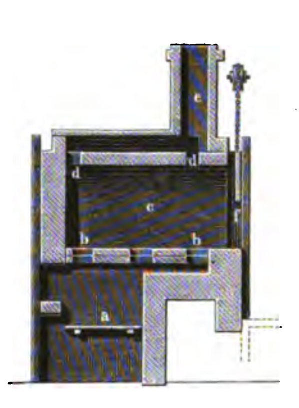


Fig. 237, 238. *a* Rost, 0.78 m im Qu. *b* Gewölbbogen mit 12 Flammlöchern. *c* Glüheraum, 1.57 m im Qu. und 0.94 m hoch. *d* Füchse. *e* Schornstein. *f* Schieber vor der Eintrageöffnung.

Vorlagen.

Herstellung der Vorlagen aus weniger feuerfestem Thone durch Handarbeit über einem hölzernen prismatischen Dorne (Oberschlesien[7]), Fig. 233) oder in besonderen Formen (Swansea[8]), Fig. 236) und Trocknen derselben.

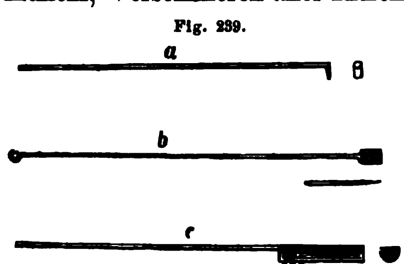
Operationen.

164. Destillirverfahren. Dasselbe erfordert nachstehende Operationen: Austrocknen des Ofens während mehrerer Tage an der Luft,

1) B. u. h. Ztg. 1861, S. 401. 2) Percy, Metallurgy. I. Aufl. 1, 559. 3) B. u. h. Ztg. 1859, S. 406. 4) Ebend. 1877, S. 72. 5) Notizbl. d. Ziegler-Vereins 10, 321. 6) Kerl, Met. 2, 693. 7) B. u. h. Ztg. 1861, S. 413; 1877, S. 72. 8) Percy, Metallurgy. 1. Aufl. 1, 561.

vorsichtiges Anfeuern desselben, Einbringen der glühenden Muffeln aus dem Temperofen auf eine Unterlage von Sand auf die Bänke im Feuerungsraume, Ausfüllen der Zwischenräume zwischen Muffeln und Pfeilern mit Ziegelstücken und Lehm, Befestigung der Vorlagen an der Muffeln, Verschmieren aller Ritzen mit Lehm, allmähliches Eintragen der Beschickung, so dass die Oefen etwa am siebenten Tage ihre volle Charge haben, mittelst Ladeschippen (Fig. 239 *c*) durch die Oeffnung *o* in der Vorlage (Fig. 233) (die grösseren und dem Feuer nächsten Muffeln erhalten stärkere Ladungen), Verschliessen der Oeffnung *o* mit einer Thonplatte, Schliessen der Vorsetzthüren vor den Vorlagenräumen, Absatz von Zinkstaub in den ersten 2—3 St. in dem kalten Vorlagenhalse, öfteres Aufstockeln desselben mittelst eines gekrümmten Eisendrahtes, zunehmendes Auströpfeln des Zinkes in die Tropflöcher während 6—8 St. bei eingetretener Weissgluth im Ofen, Constantbleiben der flüssigen Menge während 6—8 St., allmähliche Abnahme derselben nach 24 St., Entfernung der zum Stimmen der Temperatur dienenden Vorsetzthür. Oeffnen von *o*, Hervorziehen des flüssigen Zinkes aus *r* nach *m*, Ausräumen der Rückstände durch *q* mittelst Kratze (Fig. 239 *a*) nach einer oder mehreren Chargen, Abstossen von Ansätzen mittelst Räumeisens (Fig. 239 *b*), Dichten schadhafter Muffeln durch Thonpflaster oder Erneuerung derselben, Chargiren von Neuem, Umschmelzen des Tropfzinkes in eisernen Kesseln. Man besetzt entweder beide Muffelseiten gleich nach einander oder die eine etwa 8 St. später, um ersteren Falles dem Arbeiter die langdauernde und anstrengende Arbeit zu erleichtern, aber das Ausbringen leidet durch das spätere Besetzen der einen Reihe, während die andere in voller Hitze steht.

Fig. 239.



Beispiele. Oberschlesien. Oberschlesien.[1]) Charge für 24 St. bei Oefen mit 20 Muffeln 750—900 kg Galmei, 2.2 hl Steinkohlen und 2.2 hl Cinder; bei Oefen mit 24 und 26 Muffeln (Silesiahütte) resp. 900 und 1000 kg Galmei. Die 20 muffligen Oefen haben sich am besten bewährt. Selbstkosten s. S. 453. Muffeldauer 6—8 Wochen. Im vorigen Decennium betrug das Ausbringen durchschnittlich 14.07 Proc. und es kamen auf 100 kg Zink 724 kg Galmei und 10.48 t (à 168 kg) = 23 hl = 1760 kg Kohlen, also auf 1 Thl. Zink etwa 17 Thle. Kohlen.

Swansea. Swansea.[2]) Charge pro 24 Muffeln (Fig. 236) 711 kg geröstete Blende, 68 kg Zinkkrätze, 254 kg Kohlenkläre, 101 kg Cinder, pro Muffel 32.2 kg; Verbrauch in 24 St. 1243.6 kg fette und 1421.6 kg magere Kohle und 254 kg Cinder; nahe $11\frac{1}{2}$ Thle. Kohlen auf 1 Thl. Zink. Ausbringen von 36.4 Proc. Zn aus gerösteter Blende mit 43.4 Proc. Zn, Verlust bei der Röstung $1\frac{1}{2}$ Proc., beim Destilliren 7.4 Proc., zusammen 9 Proc. Dauer der Campagne etwa 13 Mon. — Neuerdings auch Destillation in stehenden Muffeln bei continuirlichem Betriebe, welche in gleicher Zeit viermal so viel Erz durchsetzen und wegen steter Bewegung der Beschickung, die die Passage der Zinkdämpfe sehr begünstigt, einige Proc. Zink mehr geben.

Stolberg. Stolberg. Frühere Galmeiverhüttung zu Steinfurth[3]) und Zinkblendeverhüttung zu Münsterbusch[4]) und Birkengang, neuerdings in belgisch-schlesischen Oefen.

1) Kerl, Met. 2, 700. B. u. h. Ztg. 1863, S. 123; 1871, S. 116. 2) Percy, Metallurg. 1. Aufl. 1, 558. 3) Kerl, Met. 2, 706. 4) Ebend. 2, 707.

2. Capitel. **Belgisch-schlesische Zinkgewinnungsmethode.**

165. Allgemeines. Eine aus langflammigen Steinkohlen entwickelte Flamme zieht in den Oefen mit zurückkehrender Flamme vom Feuerungsraume aus gegen das Gewölbe, kehrt von da, die Muffeln und namentlich deren unteren Theil vollständiger umspielend, zum Herd zurück und zieht durch Oeffnungen in demselben in einen gemeinschaftlichen Canal nach unten hin ab, welcher entweder direct in eine Esse mündet oder die abgehenden Feuergase zuvor Calcinirräumen zuführt (Godullahütte in Oberschlesien). Bei dieser Einrichtung wird an Brennmaterial gespart (6—8 Thle. Kohlen auf 1 Thl. Zink), das Ausbringen steigt, der den Arbeitsraum sonst belästigende Rauch wird in eine Esse geführt und es findet eine gleichmässigere Erhitzung der Muffeln statt. Langflammige Steinkohlen haben die Vermehrung der Muffelzahl in einem Ofen bis auf 40, Gasfeuerung sogar bis auf 136 Vorlagen und mehr gestattet. Wesen der Methode. Vorzüge.

In Oberschlesien verarbeitete ein gewöhnlicher Ofen täglich 755 kg Galmei mit 11.98 t Kohlen, ein belgisch-schlesischer 1035 kg Galmei mit 12.50 t Kohlen, also pro 50 kg Galmei mit resp. 0.79 und 0.61 t Kohlen.

Die Vorlagen hat man denjenigen an belgischen Oefen nachgebildet, wobei das Zink nicht umgeschmolzen zu werden braucht, sondern gleich flüssig in die Form gelangt, weniger Zink verbrennt, als in den Tropflöchern, und der Zinkstaub sich in an die Vorlage gesteckten Blechbehältern (Vorstecktuten, Ballons, Allongen) grossentheils auffangen lässt. Die Rückstände fallen beim Ausräumen durch Schlitze im Boden nach unten in Röschen und dabei sich entwickelnder Rauch zieht durch einen mit Schieber versehenen Canal im Vorlagengewölbe ab, der nur beim Räumen geöffnet wird, damit sich die Vorlagen nicht abkühlen.

Fig. 240.

Fig. 241. Fig. 242.

166. Destilliröfen.[1]) Der ursprüngliche auf den mit fetten Steinkohlen versehenen Werken der Altenberger Gesellschaft in Belgien und Westphalen ausgebildete Ofen mit directer Feuerung hat der Hauptsache nach die Gestalt des oberschlesischen mit Planrostfeuerung (S. 459). Die Abweichungen ergeben sich aus vorstehender Figur: Aelterer Ofen.

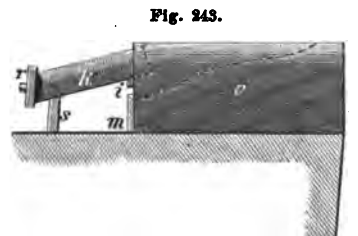
1) Vergleich. eines belgischen Ofens mit einem belg.-schlesischen Ofen in Berggeist 1874, Nr. 56, 57.

Fig. 240—242. *a* geneigter Herd, darüber ein oblonger gewölbter Raum von 4.95 m Länge und 0.72 m Höhe. *b* Rost, 3 m lang, 0.44 m breit und 1.26 m unter dem Herde. *c* Muffeln auf die S. 461 angegebene Weise meist mittelst Formen angefertigt, in 0.62 m hohen Nischen geneigt stehend, damit die corrodirende Schlacke, Blei u. s. w. an die äusseren kälteren Theile gelangen und das Ausräumen der Muffeln leichter geschehen kann. Cochlovius[1]) hat die Grenzsteine der Nischen durch gusseiserne Rahmen ersetzt. *d* Rösche von 2.10 m Höhe und 1.5 m Weite. *e* Querrösche, zur Aufnahme der aus den Canälen *f* beim Ausräumen der Muffel herabfallenden Rückstände. *g* Füchse von 0.12 m Weite im Herde zur Ableitung der Flamme in 0.5 m hohe und 0.4 m weite Canäle *h*, die zur Esse führen.

Bei dem Essenofen von Thometzek[2]) auf Godullahütte in Oberschlesien werden die abziehenden Feuergase zum Calciniren des Galmeies benutzt.

Muffeln u. Vorlagen. Die Muffeln werden in der S. 460 angegebenen Weise hergestellt. Die gewöhnlichen Vorlagen (Fig. 241, 242) bestehen aus einer auf dem Stege der Muffel ruhenden und am vorderen Ende durch einen Bock gestützten Thonröhre *k* mit Bauch (S. 464), in welcher sich das Zink flüssig condensirt und von Zeit zu Zeit in vorgehaltene Löffel ausgekrätzert wird. Die auf eine konische Zwischenröhre *l* (Tippe) oder auf durchlochte konische Ansätze einer Thonplatte aufgesteckten Blechballons (Vorstecktuten, Allongen) *n* dienen zur Aufnahme des Zinkstaubes und entlassen durch eine Oeffnung im oberen Theile das Nichtcondensirte. Bei nicht richtiger Neigung der Vorlagen und zu langen Ballons können schädliche Dämpfe in die Hütte treten.[3]) Bei bleihaltigen Erzen setzt sich in dem Bauche der Vorlage das Blei zu unterst ab und kann durch eine Oeffnung unter dem Zinke weg abgestochen werden; was jedoch seltener geschieht. Um ein Entweichen der Zinkdämpfe aus der Räumöffnung des Blechballons zu verhindern, ist dieselbe von Bugdoll[4]) mit einem nach innen sich öffnenden Ventile geschlossen und auf dem Ballon befindet sich ein mit festgeschlagener Baumwolle versehener Stutzen, welcher ein Abziehen der Gase gestattet, Zinkdämpfe aber zurückhält. — Eine andere Form der Vorlage ist die aus Fig. 243 ersichtliche. *k* geneigte Röhre, vorn mit einer Thonplatte *r* geschlossen, welche unten mit einer kleinen verschliessbaren Oeffnung zum Abstechen des Zinkes und mit einer konischen Ansatzröhre zur Aufnahme des Ballons versehen ist. *s* Stütze *i* Steg. *m* Ausräumöffnung. *c* Beschickung. Verschluss der Oeffnung unter dem Stege (Brücke) mit quadratischen, 1—2 cm dicken Thonstücken (Lacken), letztere dadurch erhalten, dass man ein geformtes längliches Stück Thon in mehrere Theile theilt und diese mit grobem Sande bestreut, worauf sie zur Verwendung fertig sind.

Fig. 243.



Anfertigung der Vorlagen *k* (Fig. 241) durch Auflegen einer Thonplatte, wohl aus gewöhnlichem Töpferthone im Gemenge mit Zinkasche (Rückständen) und gemahlenen Muffelscherben hergestellt, auf eine horizontale Holzunterlage, Umbiegen der Platte um einen zweitheiligen, die Röhre und den Bauch bildenden Holzkern,

1) Dingl. 237, 301. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 313, Taf. 10, Fig. 1—6. 3) Ebend. 1867, S. 350. 4) D. R. P. Nr. 11545 v. 6. Febr. 1880.

der Bauchtheil nach oben, Herausziehen des unteren cylindrischen Theiles aus der Thonumhüllung, dann des losegemachten, den Bauch bildenden Kerntheiles. Trocknen während 14 Tagen auf Stellagen auf der Holzunterlage im Trockenraume, dann aufrecht gestellt; ungetempert angewandt. Herstellung der Ansatzröhren *l* (Tippen) durch Einlegen eines in trockenen Sand getauchten Thonwulstes in eine aufrechtstehende konische Holzform, auf einem Schemel befestigt, Eindrehen eines mit zwei Handhaben versehenen konischen Mönches. Von neueren Abänderungen der Vorlagen zur vollständigeren Condensation der Zinkdämpfe war bereits (S. 464) die Rede. — Landsberg wendet Destillirgefässe an, die aussen aus Thon, nach Innen aus Graphit[1]) und Thon bestehen.

Modificirte Ofenconstructionen.

Als Neuerungen an solchen Oefen sind hauptsächlich zu bezeichnen:

Directe Feuerung.

1) Oefen mit Planrost, Ober- und Unterwind (S. 455). In Oberschlesien[2]) hat man den belgisch-schlesischen Ofen auch für die dasigen mageren Kohlen anwendbar gemacht durch Benutzung von Unterwind bei 24 Muffeln pro Ofen, dann auch mit Oberwind bei 28 Muffeln; kleinere Galmeicalciniröfen werden von der abgehenden Flamme geheizt.

Es fallen zwar bei derartiger Feuerung noch kleine Cokesstückchen durch den Rost, aber man kann durch Tieferlegen des Rostes die Brennstoffschicht erhöhen, so dass nur noch sauerstofffreie Feuergase in etwa beschädigte Muffeln dringen können, wodurch Zink weniger leicht oxydirt wird.

Directe Gasheizung.

2) Gasöfen ohne Wärmeregeneratoren. Dieselben gestatten im Vergleich zu Oefen mit directer Feuerung nachstehende Vortheile: Erzielung einer langen Flamme aus geringwerthiger magerer Kohle mit erhöhtem Wärmeeffecte, Ermöglichung einer Vergrösserung des Ofens, selteneres Schüren und damit Ersparung an Arbeitskraft bei Erzielung einer constanteren, eine Ersparung an Destillirgefässen und besseres Ausbringen herbeiführenden Temperatur. Die Zuführung der Verbrennungsluft kann entweder nach Boëtius' Einrichtung oder in Heizschächten (Oberschlesien) geschehen.

a) Boëtiusfeuerung[3]) (S. 455). Dieselbe, z. B. in Bergisch-Gladbach und Stolberg in Anwendung für Oefen mit 144 Muffeln, gestattet gegen directe Feuerung an 30 Proc. Brennstoffersparung bei vollständigerer Erzreduction.

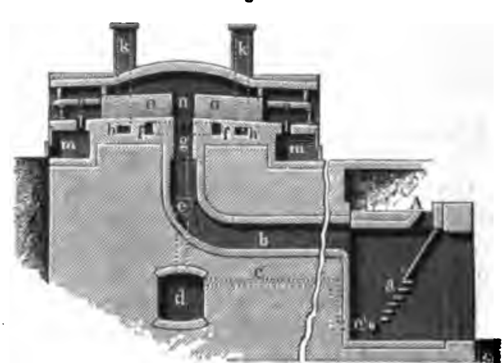
b) Heizschachtfeuerung.[4]) In Oberschlesien Anwendung für die magere Kohle von Generatoren mit durch Ventilatoren oder Dampfstrahlgebläse geliefertem Unterwinde und entweder 1 Heizschacht bei 2 Oefen mit 20—28 Muffeln oder mit 2 Heizschächten bei vergrösserten Oefen mit 40—56 Muffeln, welche letzteren zwar relativ geringere Anlagekosten erfordern und zur Ersparung an Brennstoff und Arbeitslöhnen führen, aber sehr zuverlässige Arbeiter und einen Mehraufwand an Zeit für Räumen, Beschicken u. s. w. bedingen, so dass am zweckmässigsten Oefen mit 32, schon weniger solche mit 40 Muffeln sind. Die Feuergase werden zum Calciniren von Galmei und auch wohl zur Winderhitzung benutzt.

Oberschlesischer Ofen (Fig. 244, 245). *A* Gasgenerator mit Treppenrost *a*, *b* Gascanal, welcher die brennbaren Gase in die Heizschächte *c* führt, wo sie durch Gebläseluft verbrannt werden, welche aus dem Hauptwindcanale *d* durch die Canäle *e*, *f* und *f'* zu den Düsen *g* und *g'* tritt. *h* Züge im Herde zum Ableiten

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 288 (Aehnliche Steine von Casin). 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 312, 340, Taf. 10, Fig. 7; 1877, S. 73. 3) Ebend. 1869, S. 452; 1870, S. 165. 4) Ebend. 1877, S. 71, 90, 276. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ing. 17, 642.

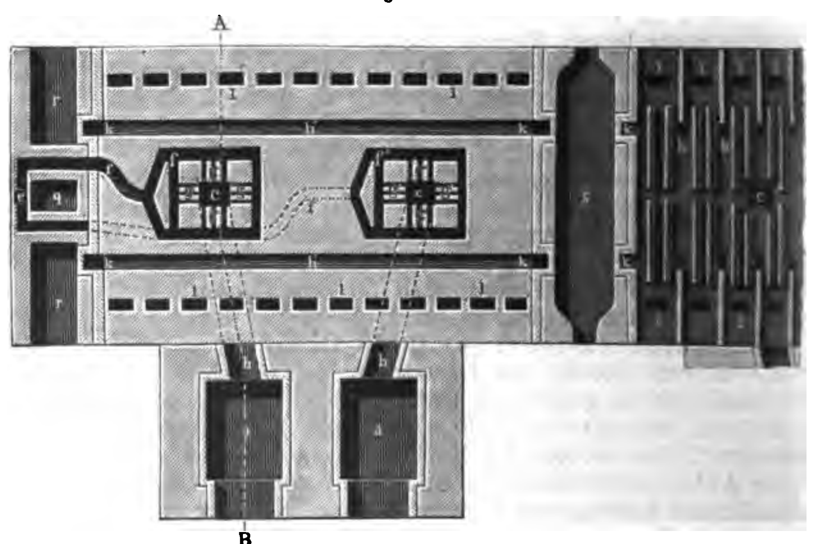
der Feuergase nach den Canälen *h'* und durch diese in die Essen *k*. *o* Muffeln im Herdraume *n*. *p* Vorlagen. *l* Oeffnungen zur Entlassung der Rückstände aus den Muffeln in die durch ein eisernes Thürchen verschliessbaren Behälter *m*. *r* Temperräume für die Muffeln. *s* Galmeicalcinirräume. *e'* Canal zur Zuführung von Unterwind zum Roste aus *d*. *q* Hauptesse. — Lorenz[1]) leitet bei seinem Muffelofen Gase und Luft durch die Stirnwände des Herdes statt durch dessen Sohle ein.

Fig. 244.



Belgisch - schlesischer dreireihiger Ofen (Fig. 246). *A* Gascanal in der Längsachse des Ofens mit Verbrennungscanal *B* darüber, in welchen durch Füchse *a* aus Seitencanälen *C* erhitzte Luft tritt. *D* Destillirraum, in welchem sich die Flamme nach beiden Seiten vertheilt, durch Oeffnungen *b* im Herde in einen gemeinschaftlichen Canal *E*, von da durch Seitencanäle *c* in den grossen Canal *F* und aus diesem in den zur Esse führenden Canal *G* zieht. *d* kleine Canäle, in denen sich durch die nach *F* ab-

Fig. 245.



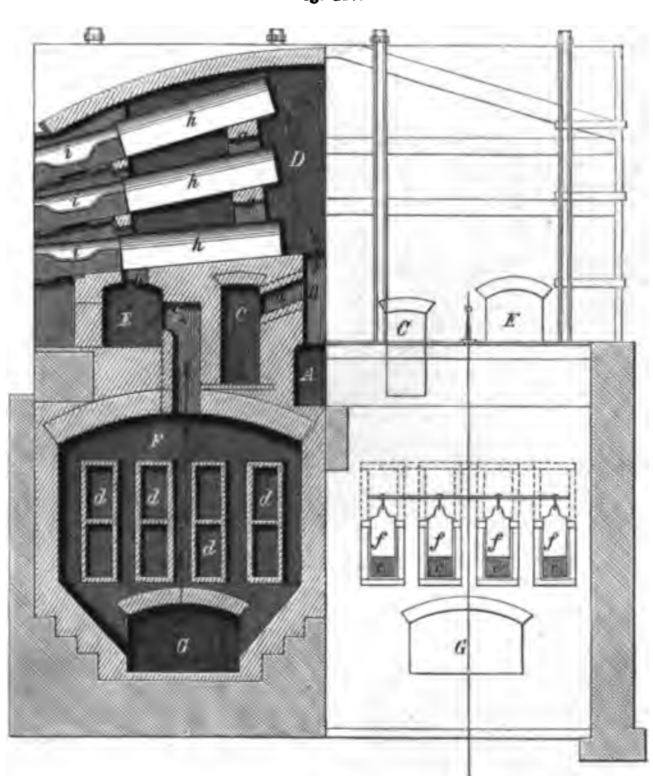
ziehenden Feuergase die bei *e* eintretende Luft, durch Schieber *f* regulirbar, erwärmt und dann den Canälen *C* zuströmt. Die Bänke *g*, auf welchen die Muffeln *h* (50 bis 55) mit ihren Vorlagen *i* ruhen, müssen, da sie von der Hitze stark leiden, sehr feuerbeständig sein.

Tarnowitzer Ofen.[2]) Aehnlich wie der in Fig. 244 und 245 dargestellte, nur wird die Hälfte der abziehenden Gase zur Erhitzung eines Hosenröhrenapparates benutzt, aus dem der Wind mit 160° C. austritt.

1) D. R. P. Nr. 10010 v. 21. Oct. 1879. 2) Preuss. Ztschr. 22, 170.

3) Oefen mit Regenerativgasfeuerung[1]) (S. 454). Dieselben geben höhere Temperaturen, als die gewöhnlichen Gasöfen und lassen deshalb eine Vergrösserung des Ofens zu, somit der Muffelzahl (z. B. mit 50—54 Muffeln von 1.5 m Länge, 0.28 m Breite und 0.35 m Höhe), woraus eine Ersparniss an Kohlen, Arbeitslöhnen und Destillir- **Regenerativgasheizung.**

Fig. 246.



gefässen bei grösserem Ausbringen folgt. Auch ist eine längere Campagnendauer beobachtet. Wenn trotzdem diese Oefen keine häufigere Anwendung gefunden haben, so liegt der Grund davon in den weit höheren Anlagekosten, grösserem Bedarfe an feuerfesten Materialien, Misslichkeiten des Anfangsbetriebes, Erforderniss guter Kohlen u. s. w. Doch hat man auf verschiedenen Hütten günstige Resultate zu verzeichnen (Pauls- und Wilhelminenhütte in Oberschlesien u. s. w.).

Freiberger Ofen (Fig. 247—251). *a* Muffeln. *b* Luftschlitze der Füchse. *b'* Gassohlitze der Füchse. *c* Luftregeneratoren. *e* Gasregeneratoren. *g* Gaswechselklappe. *g'* Luftwechselklappe. *h* Schornsteincanal. *i* correspondirende Gas- und *i'* Luftzweigcanäle. *k* Gruben, um durch die betreffenden Aufbruchstellen zu den Regeneratoren, resp. Taschen *l* zu kommen. *m* Scheidewände zwischen den Muffel-

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 362 (Siemens); 1869, S. 405 (Cranz); 1870, S. 92; 1876, S. 81; 1878, S. 304 (Freiberg); 1870, S. 115, 1877, S. 80 (Oberschlesien); 1879, S. 171 (Loiseau).

nischen. *n* bewegliche Pfosten, um zu den Stellhebeln der Wechselklappen zu gelangen. *o* Reinigungsverschluss für die Gasklappe. *p* Luftschieber.

Mehrreihige Oefen.

4) Oefen mit zwei und drei Muffelreihen. Bei ersteren befinden sich an zwei gegenüberstehenden Seiten überwölbte Nischen mit nach der Feuerung hin ansteigendem Boden, gebildet von zwei Grenzsteinen und dem von ihnen getragenen Bogen, im Boden nach der Façade zu eine Gusseisenplatte und darauf der Kuppelstein. Die

Fig. 247.

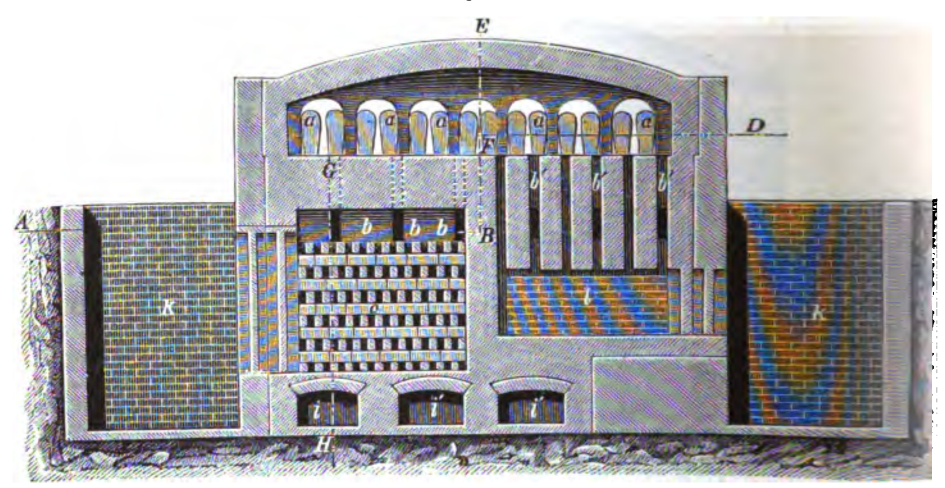
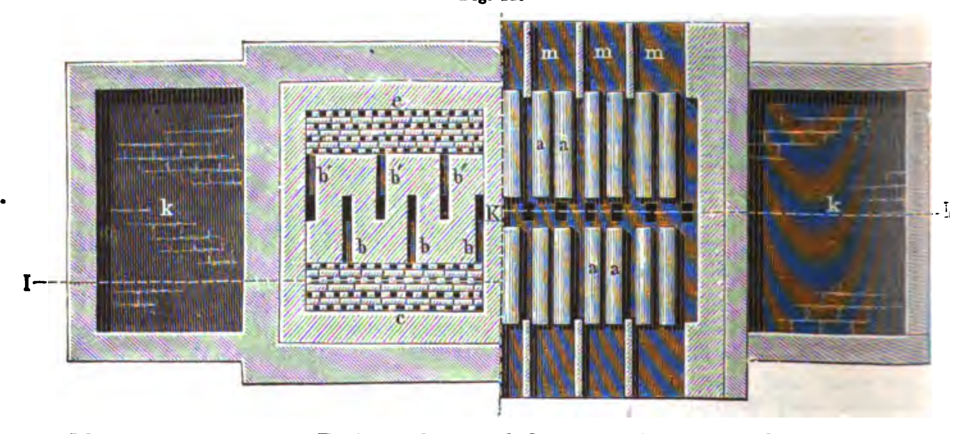


Fig. 248.



Muffeln der unteren Reihe ruhen auf dem massiven, nur durch Feuerzüge unterbrochenen Herde und stehen dieselben etwa 5 cm weit in die Nischen hinein. Die etwas längeren Muffeln der oberen Reihe ruhen ebenfalls vorn 5 cm in der Nische, hinten jedoch auf Banksteinen, welche hinter der unteren Muffelreihe auf dem Herde stehen. Bei Zerstörung der Banksteine legt man auf das hintere Ende der unteren Muffeln einige Steine und stützt durch diese die oberen Muffeln.

Die Gusseisenplatte im Boden der Nische enthält einen mit Schieber verschliessbaren Schlitz zum Entlassen der ausgeräumten Rückstände. In dreireihigen Oefen (Fig. 246) ist bei kleineren Muffeln die Nische niedriger als beim zweireihigen (Fig. 252) und zur Stütze der Muffeln der dritten Etage ist eine weitere Reihe von Bänken erforderlich. Diese

Fig. 249.

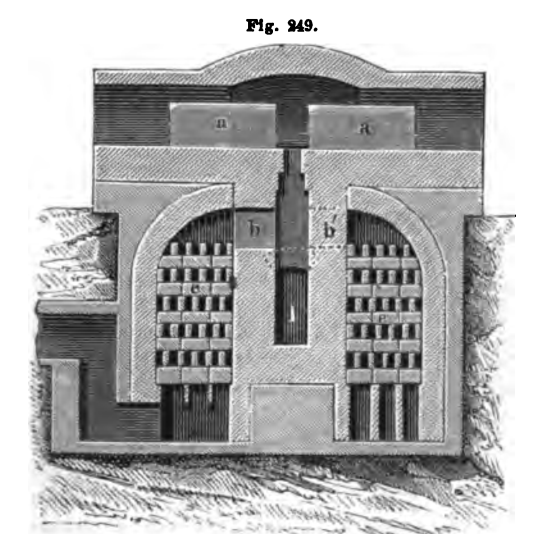
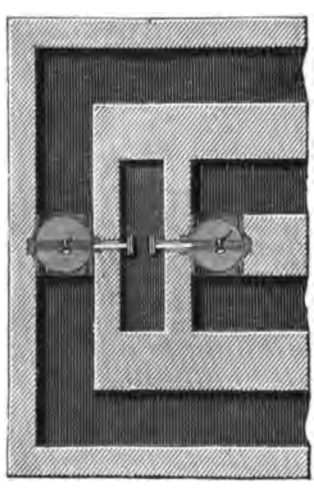


Fig. 250.



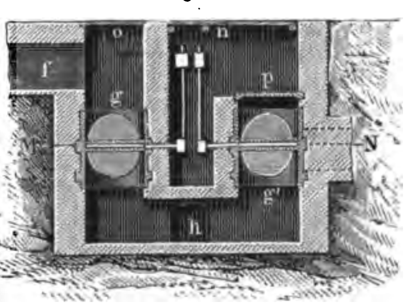
mehrreihigen Oefen können mit Planrost- (Fig. 252), gewöhnlicher Gas- (Fig. 246) oder Regenerativgasfeuerung versehen sein.



Beispiele.

Zweireihige Oefen mit 25—30 Muffeln von 1.54 m Länge, 0.23 m Breite und 0.44 m Höhe mit directer Feuerung (Fig. 252). *a* obere Muffeln, um 10 cm länger, als die unteren *b*. *c* Gusseisenplatte, 26 cm tief mit 5 cm dickem und 24 cm tiefem Kuppelstein darauf. *d* Bänke von feuerfesten Steinen zwischen den einzelnen 0.90 m tiefen Nischen. *f* zur Esse führender Canal. *g* Vorlagen. Je 14 Nischen an den beiden gegenüberstehenden Seiten des Doppelofens zu je 7 in einer Reihe. 12 Nischen fassen 2, die beiden anderen 3 Muffeln.

Fig. 251.



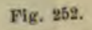
167. Destillirverfahren. [1])

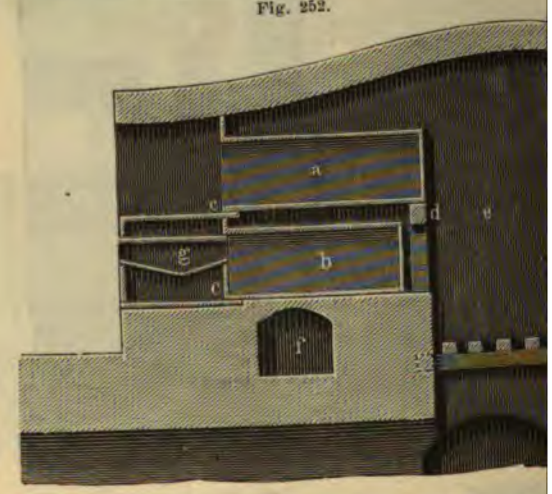
Oberschlesisches Verfahren.

1) Oberschlesisches Verfahren. Anwärmen der Planrost- und Unterwindgasöfen durch ein auf dem Planroste oder im Gasgenerator angezündetes Kohlenfeuer, der Siemensöfen durch ein solches Feuer auf lose aufgemauerten Rosten in zwei diagonal gegenüber liegenden Nischen, während die anderen Nischen lose vermauert sind; Unterhalten des Kohlenfeuers in letzteren Oefen während 3—4 Tagen, indem die Wechselklappen auf den Schornstein gestellt sind; Einsetzen

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 98.

der Muffeln behufs Temperns im Destillirofen, während 3—4 Tagen, bis der Ofen weiss, d. h. dann Anlassen des vorgewärmten Gene selben mit Steinkohle auf brennendes Holz Verschliessen derselben, wenn sich Farbe und gas zeigt, Stellen der Wechselklappe auf ei geben von Holz auf die Füchse zur Erzeugun behufs Anzündung des Gases, allmähliches Oe der Gaswechselklappe befindlichen Drosselklap zutritte, Wegreissen der Füchse, wenn die F


Fig. 252.



Erstes Laden mit leicht destillirbarem M nälen, Regeneratoren u. s. w., unausgebrannt der Vorlage durch das mit Lehm bestrichene des Ballons, wenn Zinkflamme sich zeigt, en liegend oder an einzelnen Haken aufgehä anfangs niedrig, um den Temperaturunter Vorlage und damit auch das Ausbringen an herabzusetzen; Steigerung der Temperatu girens, wo erst flüssiges Zink erfolgt, so h digkeit der Muffeln und des Ofenbaumateri durch die Räumöffnung am Ende des Ba Rauch mehr entströmt; Abstechen des Ballons und der Vorlagenschliesser in ei hülfe eines Krätzers, indem man bei S zwei diametral gegenüber liegenden Ecke eigentliche Destillation erheblich verläng Räumen und Beschicken folgen lässt; Unterwindöfen Behandlung einer ganzen Lä Ausräumen der Rückstände und A feln vor oder nach der Arbeit. Arbeite nigen des Planrostes, sowie bei Gasöfen

Luftzuführungsöffnungen von Schlacke, des Gascanales und der Wechselklappe von Theer und Russ, Chargiren. Arbeiterzahl in 24 St. bei Oefen mit 20—28 Muffeln 1 Schmelzer und 2 Schürer; mit 28—32 Muffeln 1 Schmelzer, 2 Schürer, 1 Gehülfe; bei Siemensöfen mit 56 bis 60 Muffeln 2 Schmelzer, 2 Schürer, 2 Gehülfen.

Verfahren in Rheinland-Westphalen.

2) Verfahren in Rheinland-Westphalen bei zweireihigen Oefen. Nach vollendeter Charge Ausziehen des Zinkes aus den Vorlagen der oberen Reihe, Durchstossen der die Muffelöffnung unter der Brücke schliessenden Oeffnung, Ausräumen der Rückstände, Wegstossen der Verplakung zwischen Muffel und Bank bis zum Freimachen der Muffel, Auswechseln fehlerhafter Muffeln durch auf einer eisernen Bahre aus dem Glühofen geholte Muffeln, Verplaken derselben zunächst durch Zustellung der Oeffnung zwischen Muffel und Grenzstein, indem Stücke von Lackenerde (S. 464) an die Latte befestigt und durch Aufstossen haltend gemacht werden; Zuwerfen noch vorhandener Oeffnungen mit Lehm; Einsetzen des Brückensteines in die Muffel, Schliessen der Oeffnung darunter durch eine Thonplatte, Einsetzen der Vorlage mit dem oberen Ende auf die Brücke, mit dem unteren tiefer liegenden auf eine vorn in die Nische eingesetzte Schiene, Verschmieren der Oeffnungen zwischen Muffel und Vorlage, Laden der Muffeln mit Ladeschippe durch die Vorlage, Auskratzen der letzteren, Einsetzen und Verschmieren der Tippe (S. 464), Ansetzen der Vorstecktute (S. 464), starkes Feuern (so dass, wenn man z. B. Morgens 5 oder 6 Uhr angefangen hat, der Ofen nach etwa 5 St. entleert, gereinigt und geladen ist, dann Nachmittags 4 Uhr Weissglühhitze zeigt), wo dann schon etwa 1 St. vor erreichter Weissgluth etwas Zink überdestillirt, aber 1 St. nachher die Destillation lebhaft wird bis etwa Morgens 4 Uhr, worauf sie um etwa 6 Uhr, also nach 18 St., aufhört; jeden Morgen Ausschütten und Sieben des Zinkstaubes aus den Ballons und Zusatz des Rückstandes zur Beschickung.

Beispiele.

Directe Feuerung.

a) Oefen mit Planrost und directer Feuerung (S. 465).

Godullahütte.

Essenofen von Thometzek zu Godullahütte.[1]) 20 Muffeln, 1.49 m lang, vorn 0.6 m, hinten 0.47 m hoch und 0.21 m breit. 595 kg tägliches Besatzquantum, Verbrauch pro 100 kg Zink 7.92 hl Stückkohlen und 8.36 hl Kleinkohlen, Muffelverbrauch 0.212 Stück, Production pro Ofen und Tag 6.12 kg, Ausbringen 17.71 Proc., Selbstkosten pro 100 kg Zink 29 M. 99.2 Pf. ohne Zinsen für Anlagecapital, mit denselben (pro Ofen 11 749 M. 80 Pf.) 31 M. 67.6 Pf. Bei gewöhnlichem schlesischen Processe pro 100 kg Zink 11 hl Stückkohlen und 6.6 hl Kleinkohlen und etwas mehr aber billigere Muffeln. Besetzen einer Ofenseite Morgens 6 Uhr, der anderen Nachmittags 2 Uhr. Campagne höchstens 144 Wochen.

Valentin Cocq.

Valentin Cocq. Erz mit 50 Proc. Zink; Oefen mit 24 Muffeln von 1.3 m Länge, 0.55 m Breite, 0.22 m Höhe und solche mit 32 Muffeln von 1.4 m Länge, 0.6 m Höhe und 0.22 m Breite erforderten pro 24 St. und pro Ofen resp. 580 und 920 kg Galmei, 150 und 230 kg Reductionskohle, 1808 und 2143 kg Heizkohlen, 0.40 und 0.41 Stück Muffeln, 2 und 2.4 St. Vorlagen, bei einem Brennstoffverbrauche von 796 und 614 kg, sowie 4.98 und 3.24 Frcs. Arbeitslohn pro 100 kg Zink; Production an Zink 277 (39.2 Proc.) und 349 kg (38 Proc.), Darstellungskosten pro 100 kg Zink 12.66 Frcs. Kosten zu Borbeck um 5 Frcs. höher, wegen höherer Kohlen- und Thonpreise.

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 313, 392.

Münsterbusch.

Münsterbusch bei Stolberg.[1]) Oefen mit zwei Muffelreihen über einander. 128 Stück Muffeln in einem Massiv, welche 900 kg Galmei und Blende im Verhältniss von 3 : 5 enthalten. Chargendauer 24 St. bei Einsatz reicher Erze, dann Zuladen ärmerer und gemeinschaftliches Herausziehen der Rückstände. Neuerdings nur noch in Anwendung zur Zugutemachung von Zinkabfällen aus den Walzwerken.

Unterwindöfen.

b) Oefen mit Planrost, Unter- und Oberwind und Calcinirofen (S. 465).

Silesiahütte.

Silesiahütte in Oberschlesien.[2]) Oefen mit 28 Muffeln, 0.55 m hoch, 0.183 m breit. Wandstärke 0.026 m, 20 Stück 1.26 m und 8 Stück Grenzmuffeln am Calcinirofen 1.57 m lang. Besetzen beider Seiten nach einander von 3 Uhr Morgens bis 2 Uhr; Ballons bleiben 18 St. an der Vorlage; durchschnittliche Gefässdauer 1 Jahr, Kappendauer 2 Jahre. Beschickung pro Ofen und Tag 1867 kg mit 416 kg Zinkausbringen. Kohlenverbrauch pro 100 kg Zink 27.32 hl und 0.21 Muffeln, Ausbringen 12.03. Trotz grösseren Kohlenverbrauches als bei den Essenöfen (S. 471) sind die Kosten dafür doch geringer, weil man die schlechtesten schieferreichsten Steinkohlen bei stark gepresstem Unterwinde verwenden kann. Bei 12 Proc. Zinkausbringen aus Galmeien erfolgen noch ökonomisch günstige Resultate.

Die Zinköfen mit Treppenrostfeuerung für Staubkohle erhalten Unterwind, sowie Oberwind durch Seitencanäle. Zahl der Muffeln 32—40 von 1.57—1.73 m Länge; Charge pro Ofen und 24 St. 10 800—14 000 kg. Durchschnittsgehalt der Erze: Stückgalmei 20 Proc., Waschgalmei 16 Proc., Grabengalmei 10 Proc., Schlamm 6 Proc., der Beschickung 14 Proc., der Rückstände 1.5 Proc., Ausbringen 10 Proc., Verbrauch pro 100 kg Zink an Brennmaterial 692 kg, an Thon 116 kg. Wesentliche Ersparung an Brennmaterial und Thon gegen das frühere Verfahren, hauptsächlich bedingt durch die ausschliessliche Verwendung der billigeren Staubkohle.

Gasöfen.

c) Gasöfen ohne Wärmeregeneratoren (S. 465). Dieselben sind meist mit zwei, selbst drei Reihen Muffeln über einander versehen und die Muffelzahl kann bedeutend vergrössert werden wegen der langen Flamme der brennbaren Gase.

Dortmunder Hütte.

Dortmunder Zinkhütte mit Doppelmuffelöfen und 4 Massivs, in jedem 136 Muffeln von 1.26 m Länge, 0.47 m Höhe und 0.21 m äusserer Weite und an 3 Seiten (zwei kurzen und einer langen) mit Boëtius'scher Gasfeuerung; während an der vierten breiten Seite die Flamme durch eine Oeffnung im Boden nach dem Schornsteine hin entweicht. Geröstete Blende und Galmei mit 50 Proc. geben ein Ausbringen von 41 Proc. bei 9—11 Proc. Verlust je nach der Bedienung. 1/3 Reductionskohle und auf 1 Thl. Zink 5—6 Thle. Kohle. Die Vorlagennische hat im Gewölbe einen mit Schieber verschliessbaren Canal zum Abziehen des Rauches und auf der Sohle einen Schlitz zum Hinabfallen der ausgeräumten Rückstände in eine Rösche.

Haupt's Ofen.

Haupt's Ofen.[3]) Der Herd wird auch von unten geheizt und die abziehenden Feuergase erhitzen Calcinir- und Temperofen.

Münsterbusch.

Münsterbusch (Stolberg). Oefen mit Boëtiusfeuerung mit 2 und 3 Muffelreihen (zwei- und dreisohlig), erstere mit 136 Muffeln für 4500 kg geröstetes Erz mit 52—53 Proc. Zn (80 Blende, 10 Galmei). 40 Proc. Reductionskohle und 5750 kg Feuerungskohle in 24 St., Erz sehr eisenarm, deshalb hoch im Preise; dreisohlige Oefen mit 204 Muffeln für 6000 kg geröstetes Erz in 24 St.

Bergisch-Gladbach.

Bergisch-Gladbach.[4]) Ein Ofen mit Boëtiusfeuerung und 144 Muffeln gestattet eine Brennstoffersparung von 30 Proc. und eine sehr vollständige Reduction.

Regenerativgasöfen.

d) Oefen mit Regenerativgasfeuerung (S. 467).

Paul- und Wilhelminenhütte.

Paul- und Wilhelminenhütte[5]) (Oberschlesien). Die Unterwindöfen (S. 465) mit 24 Muffeln (a) geben im Vergleich zu Siemensöfen mit 56 Muffeln (b) nachstehende Resultate:

---

1) Geschichtliches über Bergbau- und Hüttenwesen der Stolberger Gegend in Ztschr. des Ver. deutsch. Ing. 1875, Bd. 19, S. 867. 2) B. u. h. Ztg. 1867, S. 340. 3) D. R. P. Nr. 7425 v. 12. Novbr. 1878. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 165. 5) Ebend. 1876, S. 324; 1877, S. 80, 100, 276; 1878, S. 304.

	a	b
Durchsetzquantum pro Ofen und Tag .	1757 kg	5413 kg
Verbrauch auf 50 kg Erz: Kohlen . .	156.19 hl	98.71 hl
„ „ 50 „ „ Muffeln . .	1.75 Stck.	1.42 Stck.
Ausbringen	11.17 Proc.	11.39 Proc.
Selbstkosten pro 100 kg Zink	36.20 M.	32.84 M.

Freiberg. Freiberg.[1]) Siemens'scher Gasofen mit 2 Reihen Muffeln, jede zu 16 Stück von 1.58 m Länge, 23.5 cm Breite und 49 cm Höhe, aus 1 Thl. Thon und 2 Thln. Chamotte. Länge der aus 1 Thle. Thon und 1 Thle. Chamotte bestehenden Vorlagen 62—71 cm, Höhe 10 cm. Jede Muffel fasst 50 kg geröstete Blende (S. 439), welche in 24 St. abdestillirt werden mit 25 kg Reductionskohle und 1.5 hl Heizkohle bei einem Ausbringen von 16 kg Zn aus Erzen mit 33 Proc. Zn. Eine Muffel hält etwa 40 Beschickungen aus. Wöchentlicher Erfolg von einem Ofen 2500 kg Zink und 250 kg Zinkstaub mit 90 Proc. Zn; Ausbringen 70 Proc., 20 Proc. bleiben in den Rückständen, 10 Proc. gehen verloren. Rückstände mit 10 Proc. Zn gehen in die Bleiarbeit.

Stolberg. Stolberg. Es sind seit einer Reihe von Jahren neben zweireihigen Oefen (Defaweöfen) mit Planrostfeuerung (S. 470) und dreireihigen Oefen mit Gasfeuerung dreireihige Siemens'sche Regenerativöfen (S. 467) in Anwendung. Der älteste der letzteren, Nr. 35/36 der unten folgenden Tabelle, weicht nach den älteren Mittheilungen aus dem Jahre 1873 wesentlich von der Construction des Ofens Nr. 25/26 ab, welcher der älteste Ofen nach dem neuen Systeme ist. Der Ofen Nr. 27/28, mit den damals neuesten Verbesserungen versehen, ist zuletzt in Betrieb gesetzt und sind die im Jahre 1872 erhaltenen Resultate durch die Periode seiner Inbetriebsetzung beeinträchtigt worden. Wegen der grossen Kohlencalamität in diesem Jahre haben sich die durchschnittlichen Ergebnisse gegen das Vorjahr verschlechtert, in welchem man bei demselben Kohlenverbrauche 2 Proc. Zink mehr ausbrachte. In dem angegebenen Kohlenverbrauche sind die Sinter mit einbegriffen, welche wegen grosser Unreinheit der Kohlen mit 22—27 Proc. Asche Cokes im Verhältniss von 15—20 Proc. der eingebrachten Kohle mit abführen. Die Hauptvortheile der Generativöfen sind eine bedeutende Ersparung an Reparaturkosten, indem namentlich die Feuerwand am Roste weit weniger zerstört wird (sonst 13 Maurer, später bei der nahezu doppelten Zinkproduction nur 4), ferner die weit grössere Dauer der Muffeln wegen gleichmässigerer Vertheilung der Flamme. Jeder Ofen hat 72 Muffeln in 2 Reihen übereinander, wobei das Chargiren abwechselnd einmal in der oberen, dann in der unteren Reihe alle 24 St. geschieht. Die Productionsverhältnisse sind folgende:

1872	Dauer der Campagne.	Muffelverbrauch pro Tag.	Verbrauch an geröstetem Erze pro Muffel und Tag.	Verbrauch an Stochkohlen pro Muffel und Tag.	Production an Zink pro Muffel und Tag.	Zinkgehalt des gerösteten Erzes.	Ausbringen.	Zinkverlust.	Verbrauch an Stochkohlen. pro 100 kg Erz.	Verbrauch an Stochkohlen. pro 100 kg Zink.
	Tage	Stück	kg	kg	kg	Proc.	Proc.	Proc.	kg	Proc.
Gasofen Nr. 25/26.	1280	1.6	31.06	55.60	12.34	48.44	39.72	18.00	178.80	450.40
„ Nr. 27/28.	306	1.8	30.30	56.10	11.88	48.16	39.18	18.49	185.00	472.50
„ Nr. 35/36.	2798	1.1	28.24	59.65	11.18	48.44	39.63	18.15	211.50	533.70

Nach neueren Angaben: Charge pro Tag und Ofen mit directer und Gasfeuerung resp. 1038 und 1802 kg bei 1- und 5—6jähriger Ofendauer. In einem der letzteren Jahre mittlerer Gehalt der Chargen 49.97 Proc., Erfolg aus 100 kg Erz 40.98 kg Zink, Verlust in Proc. Zink 18. Geladenes Erz pro Tag und Ofen 1246, pro Muffel und Arbeitstag 35.92 kg, Verbrauch an Reductionskohle pro 1000 kg Erz

1) B. u. h. Ztg. 1876, S. 81.

487, pro 100 kg Zink 136 und pro Muffel 16.94 kg, Verbrauch an Kohle incl. Brennöfen pro Ofen und Tag 1944, pro 1000 kg Erz 1561 und pro 100 kg Zink 435 kg. Zinkproduction pro Tag und Ofen 446, pro Muffel 12.90 kg, Verbrauch an feuerfesten Producten pro Ofen und Tag 347, pro 1000 kg Erz 279 und pro 100 kg Zink 77.78 kg, durchschnittliche Muffeldauer 34 Tage. Erfolg von 4.20 Proc. Zinkstaub (mit 77.64 Zn und 20.30 Zn O nebst Spuren Pb und Cd) der Production an Zink.

3. Capitel. **Belgische Zinkgewinnungsmethode.**

Eigenthümlichkeit des Processes.

168. Allgemeines. Die Reduction [1]) des Erzes erfolgt in oberhalb einer Feuerung in mehreren Reihen über einander geneigt liegenden Röhren (S. 450) mit konischen Thonvorlagen und Vorstecktuten daran: es bedarf dabei eines langflammigen Brennmateriales (S. 451), dessen Flamme nach dem Austritte aus dem Ofen wohl noch zum Calciniren von Erz (S. 435) verwandt wird, seltener zum Rösten von Blende (Thum).

Neuerungen.

Neuere Veränderungen erstrecken sich hauptsächlich auf Ersetzung der Planrostfeuerung durch Treppenrostfeuerung mit Ober- und Unterwind [2]) (Altenberg), oder durch Treppenroste allein (Letmathe), oder durch Gasfeuerung bei Vermehrung der Röhren, Anwendung von Kohlenstaub zum Feuern (Hauzeur's und Dähne's Ofen [3])), Verbesserung des Röhrenmateriales durch kieselsäurereichere Stoffe (Belgien), Vermehren der Röhrenzahl ohne Erhöhung des Ofens bei Verwendung ovaler statt kreisrunder Röhren, zweckmässigere Anordnung der zur Aufnahme der Röhren in der Vorwand dienenden Oeffnungen (Letmathe; Dähne's Honigscheibenbrust [4] gestattet die Aufnahme von 104 Röhren statt 68—72 früher) u. A. Die Siemens'sche Regenerativfeuerung [5]) hat weniger Anwendung gefunden (S. 454), als beim schlesischen Processe.

Classification.

169. Destilliröfen. Dieselben lassen sich hinsichtlich der Befeuerungsweise — deren Einrichtung der Hauptbedingung, einen ziemlich grossen Raum gleichmässig zu erhitzen, mehr oder weniger entspricht — eintheilen in

Oefen mit directer Feuerung.

1) Oefen mit directer Feuerung. Für mageres Brennmaterial wendet man gewöhnlich helle Rostfeuerung an, bei welcher die Schlacken von oben entfernt werden, bei fetten Steinkohlen, welche sich aufblähen, Schlacken- oder Klinkerrostfeuerung (Belgien, Westphalen) unter Wegräumung der Schlacke nach unten durch Lüftung der in grösseren Zwischenräumen liegenden Roststäbe, welche letztere Befeuerungsart hauptsächlich nachstehende Vortheile gewährt: erforderliches selteneres Rostlüften, wobei stets kalte Luft in den Ofen dringt, vollständigere Ausnutzung des Brennmateriales, Erhitzung der die Schlackenlage durchziehenden Luft und Schutz der Roststäbe gegen Hitze und den Schwefelgehalt der Steinkohlen. Der nordamerikanische Anthracit erfordert Wetherillroste (S. 451), während bituminöse Kohlen auf einem Klinkerroste verbrennen. Die einzelnen Ofenconstructionen, von welchen einige aufgeführt werden sollen, variiren hauptsächlich in der Anzahl Röhren, Anordnung der Ofengruppen u. s. w.

Gewöhnlicher belgischer Ofen.

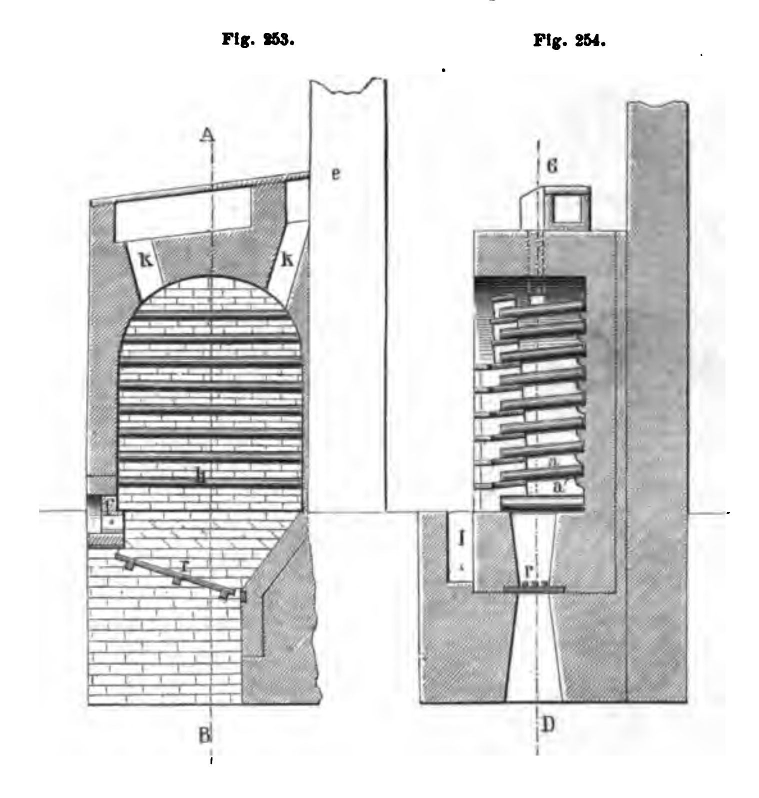
a) Aeltere belgische (Lütticher) Destilliröfen haben nachstehende Einrichtung (Fig. 253—255).

---

1) Thum in B. u. h. Ztg. 1859 u. 1860. 2) Frühere Versuche mit Unterwind in B. u. h. Ztg. 1862, S. 71. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 766. 4) Ebend. 1868, S. 66. 5) Ebend. 1869, S. 405, Taf. 11, Fig. 7, 8.

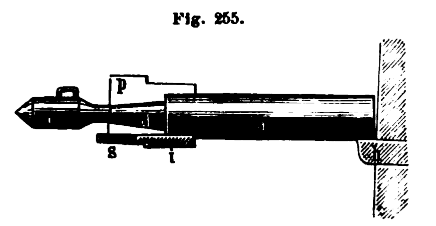
Gewölbter Ofenraum von 2.45 m Breite, 1.5 m Tiefe und 3.2 m Höhe zur Aufnahme von 61 Stück nutzbaren Röhren (creusets) *a*, von etwa 1.1 m Länge und 15 cm Durchmesser, während die unterste Reihe von 8 Stück Röhren (Protecteurs, Kanonen) leer bleibt und zur Regulirung der Temperatur dient, indem man durch

Fig. 253. Fig. 254.



verschliessbare Löcher in denselben die Flamme ableiten und durch eingesetzte Steine Abkühlung herbeiführen kann, was sich auch durch Einstossen von Löchern unten in die Vorwand erzielen lässt. Die Röhren ruhen am hinteren Ende auf aus der Hinterwand hervorspringenden Simssteinen *h* (assises, welche bei dem später zu erwähnenden Ofen von Matthiessen-Hegeler (Fig. 258) wegfallen), vorn dagegen auf einer Thonplatte *i* (taque), welche in ihrer Längenrichtung durch eine Gusseisenplatte *s* und an den Seiten durch aufrecht gestellte Steine *p* (piles) unterstützt ist. Zwischen je 2 Steinen befinden sich immer 2 Röhren. In den oberen

Fig. 255.



Reihen ruhen die Röhren vorn nur auf Gusseisenplatten. Neigung der Röhren von Ende zu Ende 78—158 mm, je nach der Reinheit des Erzes. *r* Feuerungsraum, am Roste 0.4 m, oben 0.45 m weit; der aus 3 Stäben bestehende geneigte Rost liegt vorn 0.8, hinten 1.1 m unter der Sohle des Destillationsraumes. *f* Schürloch. *k* Abzugscanäle für die Flamme in den 4.5 m hohen Schornstein *e* oder in Calcinirräume (Fig. 226). *l* Schlitz zum Entlassen der Rückstände in Röschen. *c* Ballons (Vorstecktuten) von Eisenblech an den Vorlagen (tubes), früher immer in Gestalt von Eisenblechhohlkegeln (Engis). Die Vorlagen ruhen am hinteren Ende auf einem auf der

Platte *i* liegenden Steine. Diesen Oefen liegt der ursprünglich vom **Abbé Dony** in Lüttich im Jahre 1807 construirte Ofen zu Grunde.[1])

Neuere Oefen.

b) Neuere Oefen belgischen Systemes. Dieselben zeichnen sich besonders durch zweckmässigere Feuerung und vollständigere Ausnutzung des Brennmateriales, sowie Vermehrung der Röhrenzahl aus.

Beispiele.

Fig. 256.

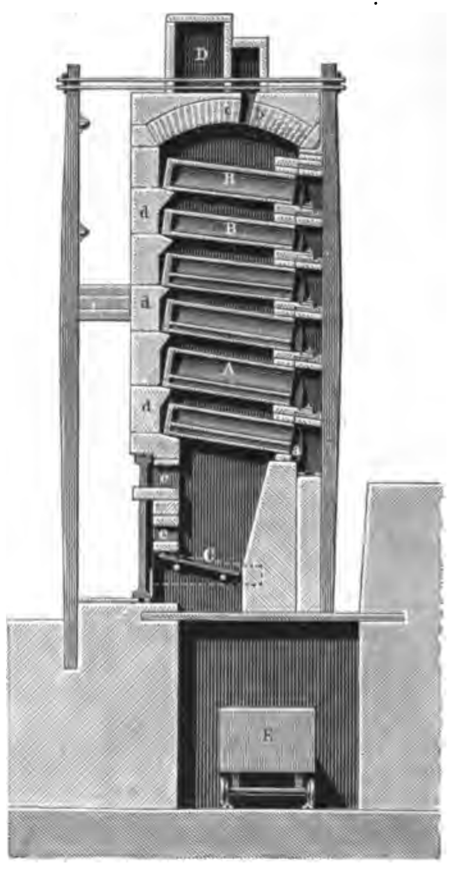
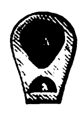
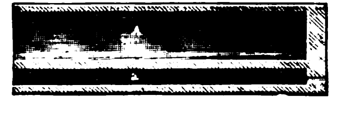


Fig. 257.





Oefen zu Engis in Belgien[2]) Dieselben besitzen einen 2.3 m langen, 2.2 m tiefen und in der Mitte durch eine Scheidewand getheilten Raum, welcher den Röhren jeder der beiden Abtheilungen am hinteren Ende zum Auflager dient. In einem Gewölbe über dem Roste befinden sich Schlitze, durch welche die Flamme in beide Ofenräume gelangt. Jeder derselben hat 2 Schornsteine und 6 Röhrenreihen, in den 5 unteren Reihen je 8, in der obersten 6, zusammen 46 Röhren. Anfangs regulirt man die Hitze durch Verengerung oder Erweiterung der Füchse im Gewölbe, später durch Klappen auf den Essen. Neuerdings Oefen mit 70 Röhren.

Waleser Oefen[3]) (Fig. 256, 257). **Borgnet's** Oefen der Moristonzinkwerke fassen 120 Röhren, und zwar in den 4 untersten Reihen Röhren (Kanonen) *A* mit Luftzügen, in den beiden oberen Reihen je 20 gewöhnliche Röhren *B*, erstere 1.27 m lang, 0.20 m weit und 0.325 m aussen hoch, die Röhren *B* resp. 1.27, 0.20 und 0.275 m, innere Höhe 0.237 m. *C* 5 transversale Feuerungen von 0.61 × 0.17 m Grösse. *b* 17 Zugöffnungen, von denen 7 am Ofen und 10 hinten kreuzförmig liegen. *e* Luftzüge. *D* zur 7 m hohen Esse führender, die Feuergase aufnehmender Canal. *d* Auflagersteine für das hintere Ende der Retorten. Die Vorderseite des Ofens bilden 11 Gusseisenpfeiler aus einem Stücke mit feuerfesten Säulen in den Zwischenräumen. Dazwischen liegen horizontale Eisen- und Steinplatten zur Auflagerung der unteren Röhrenenden. *E* Wagen zur Aufnahme der Röhrenrückstände. Ein Ofen hält 4—5 Jahre aus, während ein gewöhnlicher Lütticher Ofen nur 12—15 Monate lang im Gange ist; letzterer braucht aber weniger Kohlen wegen Fehlens des Abkühlung herbeiführenden Luftcanales *a*.

Thum's Ofenconstructionen. Die eine derselben[4]) gestattet die Benutzung der abziehenden **Feuergase zum Rösten der Blende** (S. 441) (auf der Hütte der asturischen Gesellschaft zu **Aubry**[5]) dient die Flamme von zwei Oefen zum Befeuern

1) **Chevallier**, Expos. univers. de 1867 à Paris, Tom. 5, p. 628. 2) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 12, Taf. 1, Fig. 1—5. 3) B. u. h. Ztg. 1878, S. 398. 4) Ebend. 1874 S. 277. 5) Ebend. 1880, S. 36.

eines dritten oder von jedem Ofen zum Heizen der Dampfkessel), während die andere[1]) die Verhüttung bleiischer Zinkerze zulässt, indem aus dem oberen Ende der stark geneigten Röhren Zinkdampf in Vorlagen tritt, während das Blei am tieferen Ende der Röhre abgestochen werden kann.

Nordamerikanische Oefen.[2]) Auf sämmtlichen Hütten der Ver. Staaten ist nur der von Belgiern eingeführte belgische Process üblich und zwar bei directer Gas- und Regenerativgasfeuerung. Als Brennmaterial dient theils Anthracit bei Wetherill'schem Roste (S. 451), theils bituminöse Kohle (Hütten des Westens, St. Louis, Lasalle u. s. w.) auf Schlackenrosten. Die meisten Oefen auf den Bethlehemer Werken enthalten 56—70 Retorten, je 10 in 7 Reihen. Zuweilen ist die Rückwand der Oefen von Canälen durchzogen, in welcher sich die Verbrennungsluft unter Kühlung der Ofenwand erwärmt, ehe sie unter den Rost zieht.

Letmathe.[3]) Oefen mit Treppenrost und 76 Röhren von 1.05 m Länge, 16 cm Durchmesser.

Hauzeur's Ofen[4]) mit 2 Abtheilungen, in deren erster die Röhren bei directer Feuerung erhitzt werden. Die unverbrannten Gase durchziehen die zweite Abtheilung von oben nach unten und werden durch zugeführte Luft verbrannt, welche durch die abgehende Wärme der zweiten Abtheilung erhitzt ist.

Von eigenthümlicher Construction sind die durch Glüh- oder Flammenfeuer erhitzten Retortenöfen zur Destillation silberreichen Zinkes von der Werkbleientsilberung (S. 315).

Vortheile.

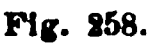
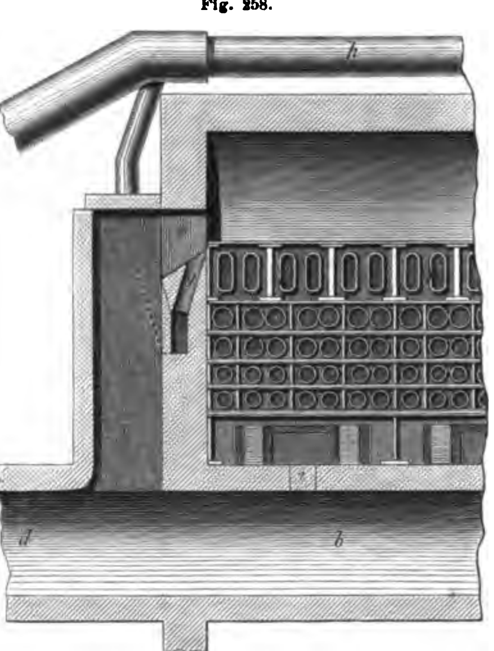


Fig. 258.



2) Gasöfen ohne Regenerativfeuerung. Diese Oefen zeigen den vorigen gegenüber eine wesentliche Ersparung an Brennmaterial und Thongefässen und geben ein grösseres Ausbringen. Bei directer Feuerung ist die Spannung der Gase im Innern des Ofens etwas geringer, als die der äusseren Luft, und es entsteht eine saugende Wirkung auf die kalte Luft durch Ritzen u. s. w., welche beim Treffen der glühenden Retorten deren Reissen begünstigt, welches auch bei dem öfteren Schüren, namentlich aber bei zurückgegangenem Feuer wegen eindringender kalter Luft leicht stattfindet. Bei mit Gebläseluft arbeitenden Gasöfen herrscht ein Ueberdruck im Innern des Ofens, das Schüren im Ofen selbst fällt weg und die Temperatur im Ofen bleibt stetiger (S. 455). Die Verbrennungsluft erhitzt sich zweckmässig in den untersten leer bleibenden

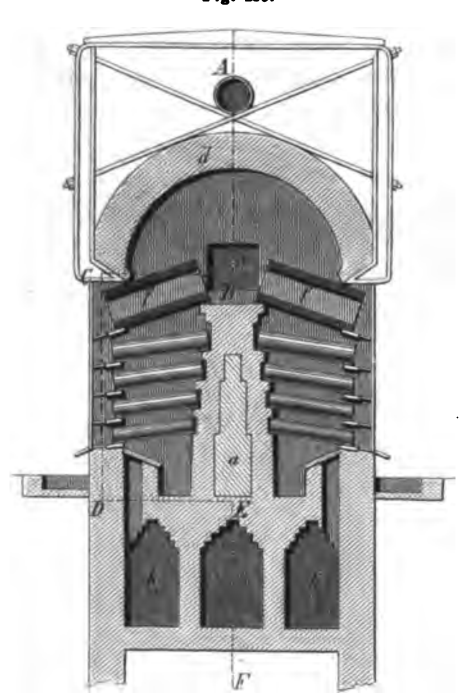
1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 1. 2) Ebend. 1872, S. 61; 1874, S. 322; 1875, S. 15, 173; 1876, S. 439; 1877, S. 392 (Beco). Dingl. 229, 467. Oest. Ztschr. 1878, Nr. 41 (Beco). Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 318. 3) Dingl. 235, 221. 4) D. R. P. Nr. 3729 v. 15. Sept. 1877.

durchlöcherten Röhren (Kanonen, Protecteurs, Tuteurs) und gelangt durch die Oeffnungen zu den Gasen (Moresnet, Hegeler-Matthiessen's Zinkwerk).

Beispiele.

Lütticher Oefen.[1]) Dieselben haben den Oefen mit directer Feuerung gegenüber nur eine geringe Anzahl Röhrenreihen übereinander, dafür aber mehr Röhren neben einander liegen. Zu jeder Seite einer Mittelwand liegen die Ofenräume, durch je 2 neben einander befindliche Gasgeneratoren geheizt, deren Gase seitlich abgezogen und in den auf den resp. Seiten liegenden Ofenraum geführt werden. Zur möglichst gleichmässigen Erhitzung eines grösseren Ofenraumes ohne Regeneration wird die vorgewärmte Verbrennungsluft successive an verschiedenen Stellen des Ofens den Gasen zugeführt. Dieses System ist besonders von Loiseau[2]) ausgebildet, welcher zur möglichst gleichmässigen Erhitzung in mehrere mit einander verbundene Retortenkammern Gas leitet, dann in die erste Kammer kalte Verbrennungsluft und in die späteren Kammern, wo die brennbaren Gase abnehmen, immer heissere Luft zuführt.

Fig. 259.



Moresnet.[3]) Ofen durch 2 nicht bis zum Gewölbe reichende vertikale Scheidewände in 3 Abtheilungen getheilt, deren äussere die Röhrenreihen und jede einen Gasgenerator mit Treppenrost oder einen von Gröbe-Lürmann enthält. Die Gase steigen in diesen Abtheilungen auf, erhalten heisse Luft durch die Tuteurs zugeführt und ziehen dann nach abwärts in der mittleren Abtheilung in einen mit der Esse communicirenden Canal.

Matthiessen-Hegeler's Zinkwerk[4]) zu Lasalle. Doppel-Oefen (Fig. 258, 259), je 2 mit ihrer Rückseite *a* zusammengestellt, die nicht bis zur Decke *d* des Ofens reicht, mit bis 408 Destillirgefässen in 5 Reihen, die oberste mit Gefässen *f* von rechteckigem Querschnitte (S. 480). Aufsteigen des durch *b* zugeführten Gases aus 12 Treppenrostgeneratoren durch Gasschächte *c* an den kurzen Seiten, Einströmen durch seitliche Canäle *e* über der obersten Röhrenreihe, Zuführung von Gebläseluft aus *h* durch *g* in diese Canäle, Ausziehen der Verbrennungsproducte durch Oeffnungen *i* in der Sohle in zur Esse führende Canäle *k*. Die Protecteurs fallen weg. Neuere Oefen[5]) mit mehreren unter einander verbundenen Retortenkammern zum Durchströmen der Feuergase haben Einlässe zur Zuführung heisser Luft, ähnlich wie beim Loiseau'schen Systeme.

Anwendbarkeit.

3) Gasöfen mit Regenerativfeuerung.[6]) Dieselben haben weniger Anwendung beim belgischen, als beim schlesischen Processe gefunden, weil sich in einem hohen Raume weniger leicht eine gleichmässige Temperatur erzeugen lässt, als in einem mehr weiten. Das System gewährt in höherem Maasse die Vortheile einer gewöhnlichen

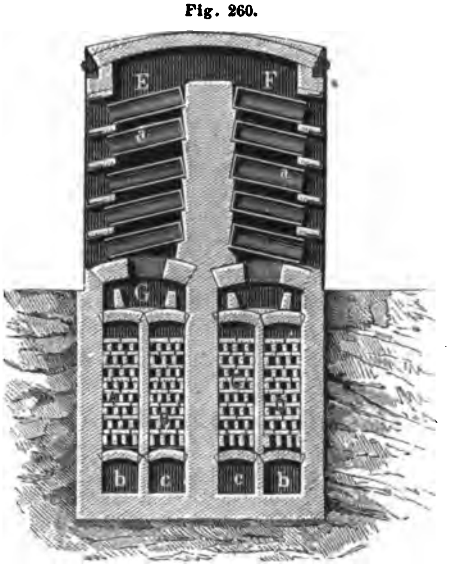
1) Wochenschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1877, Nr. 44. 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 171. 3) Berggeist 1874, Nr. 3, 17, 56. Wochenschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1877, S. 14. 4) B. u. h. Ztg. 1875, S. 174 (mit Abbldg.). Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 320. 5) D. R. P. Nr. 10009 v. 19. October 1879. 6) B. u. h. Ztg. 1869, S. 405.

Gasfeuerung, ist aber in der Anlage sehr kostspielig, erfordert bei der complicirten Construction eine aufmerksame Leitung, giebt leicht eine zu hohe, die Zinkverflüchtigung begünstigende Temperatur, und man hat mehrfach nach kostspieligen Versuchen das System wieder aufgegeben, weil es schwer hielt, für gewöhnlich einen guten und regelmässigen praktischen Betrieb zu erzielen.

Beispiele.

Regenerativgasofen (Fig. 260, 261). *a* Destillirröhren (80 Stück à 1 m lang und von 0.33 m äusserem Durchmesser). *b* Gascanäle. *c* Luftcanäle. *d* Wechselklappe. *e* zur Esse führender Canal. *f* Gaseintritt mit Luftzutrittöffnung daneben. In den Regeneratoren *A* und *B* aufsteigendes Gas und Luft vereinigen sich bei *G*, die Flamme durchstreicht den Röhrenraum *E*, geht im Röhrenraume *F* nieder und erhitzt auf dem Wege zum Essencanal *e* die Regeneratoren *C* und *D*.

Fig. 260.



Illinois-Zinkwerke bei Lasalle. Doppelofen mit 120 Röhren auf jeder Seite, bis jetzt der einzige Regenerativgasofen in den Ver. Staaten, mit welchem man hinsichtlich Brennmaterial- und Röhrenersparung zufrieden ist; 10 Reihen Retorten und 1 Reihe Kanonen.

Destillirröhren.

Zur Röhrenmasse dient gut verwitterter, getrockneter und gemahlener Thon im Gemenge mit bis zu 2—3 mm Korngrösse zerkleintem und gesiebtem, scharf getrocknetem Thon (Chamotte) und 7—8 Proc. Wasser, welche Composition mittelst Handarbeit oder meist in einer Knetmaschine (Thonschneider) zu einer homogenen Masse verarbeitet wird, die man dann 6—8 Wochen in einem Keller faulen lässt, dann durchtritt, zusammenwirft, sorgfältig durchschlägt, mit Kraft auf den Formtisch wirft und von dem Thonklumpen einzelne Scheiben abschneidet und formt. Auch verwendet man eine kieselsäurereichere Composition (S. 457).

Fig. 261.

Nimmt man das Korn von Chamotte und Sand zu gross (über $^1/_8$ cbcm), so werden die Röhren porös, wenn zu fein, so erweichen sie leicht und biegen sich. Ein Cokeszusatz zur Masse in ziemlich feinkörniger Gestalt macht die Röhren sehr fest, undurchdringlich gegen Zinkdämpfe und glatt, so dass Ansätze weniger leicht haften. Eine passende Composition ist: 30 roher Thon, 27 Chamotte, 18 Cokes, 15 alte Röhren, 10 Sand (Engis). Bei zu viel rohem Thone schwindet Starrheit und Feuerbeständigkeit, bei zu viel Chamotte werden die Gefässe zerbrechlich, porös und schwierig formbar. Beim Inbetriebsetzen des Ofens wendet man zweckmässig eine cokesfreie

Röhrencomposition ($^1/_3$ Chamotte, $^1/_3$ Sand, $^1/_3$ roher Thon zu Engis) an, weil anfangs die Röhren leer bleiben und dabei die Cokestheile verbrennen würden.

Die Anfertigung der Röhren (creusets) geschieht:

a) Durch Handarbeit[1]) und zwar:

α) mittelst mehrtheiliger halbcylindrischer Formen[2]), welche mit eisernen Ringen und Keilen zusammengehalten einen Cylinder bilden.

Füllen des untersten Formtheiles mit einem Thonklumpen, Aushöhlen desselben mittelst Stampfers zur Bildung des Bodens, Anklopfen des Thones mittest Klöppels an die Formwand, Ausbohren mittelst Holzchablone zur Bildung des cylindrischen Theiles, spiralförmiges Aufkneten von Thonwülsten auf die cylindrische Wandung bis zu einer gewissen Höhe, Umgeben des ungefähren Cylinders mit einem neuen Formtheile, Anklopfen der Wandungen an denselben, Ausbohren mit der hölzernen Chablone und so fort, bis die Röhre die gehörige Höhe erreicht hat, Abschneiden des Randes, Poliren desselben, sowie des Innern der Röhre (in Iserlohn früher Einpressen eines Cylinders in die fertige Röhre statt Nachbohrens mit der Chablone), Trocknen der Röhre in der Form an der Luft, bei allmählichem Abnehmen der Formtheile und Stützen der Röhre, Zeichnen der Röhren zur Controle des Datums, des Arbeiters und der Güte der Composition; Trocknen 3 Wochen in der Trockenkammer, anfangs bei 25° C., dann allmählich bis 70° C., am besten mit Caloriferen (S. 457) (Trocknen je länger je besser, mindestens 3 Monate), Erhitzen derselben (circa 40 Stück mit 680—800 kg Kohlen) während etwa 12—24 Stunden in einem Brenn- oder Vorwärmofen[3]) (S. 461) vor dem Einbringen in den Ofen bis zur starken Rothgluth; Umdrehen der Röhren im Ofen nach 12 Stunden, wo sie sich dann nicht mehr biegen; auch wohl vorher Ueberstreichen der Röhren mit Lehmflüssigkeit mittelst Pinsels behufs des Glasirens.

β) durch Aufstampfen der Cylinder zwischen Mantel und Kern (früher in Linz).

b) Durch maschinelle Vorrichtungen.

Ausbohren[4]) massiver Thoncylinder, welche sich in hölzernen, der Länge nach mittelst Charnieren zu öffnenden Formen befinden, früher in Belgien und Westphalen üblich (Maschinen von Hartmann in Chemnitz), meist durch Pressen verdrängt, oder Pressen, und zwar durch Einpressen eines Mönches in einen Thoncylinder, wobei der Boden zugleich gebildet wird (Valentin Cocq in Belgien), oder häufiger und besonders bei Grossbetrieb durch Pressen des Thones in einer Drainröhrenpresse, z. B. von Schlickeyssen, durch ein Mundstück mit Dorn nach unten, Eintretenlassen der Röhre in eine untergestellte zweitheilige Holzform zum Aufklappen, in welcher sie sich auf ein Brett aufsetzt, welches durch Gegengewichte, die an über Rollen laufenden Schnüren hängen, einen gelinden Aufdruck nach oben ausübt, so dass von der Röhre sich nicht Stücke loslösen können, zuletzt Abschneiden der Thonröhre mittelst eines starken Drahtes, Festschlagen derselben im Innern der Holzform bei an einem Drahte eingehängter Lampe und Aufsetzen des Bodens (Letmathe, Moresnet, Zinkhütte von Matthiessen[5]) und Hegeler, wo auf diese Weise 4eckige Röhren (Tuteurs) und cylindrische hergestellt werden). Man presst auch wohl den Boden mittelst hydraulischen Druckes gleich an die Röhre an (Zinkhütte der asturischen Gesellschaft zu Auby).[6])

Vorlagen. Die Herstellung der konischen Vorlagen (tubes) geschieht durch Einwerfen eines Thonklumpens in eine in einem Gestelle befestigte konische Metallform, welche zuvor mit Sand innen bestreut ist, dann kräftiges Eindrücken eines Mönches, mehrmaliges Umdrehen desselben, Abstreichen des ausgequetschten Thones mit einem Messer, Herausnehmen des Mönches, Umkehren der Form und Abheben derselben von der Vorlage. Man nimmt gleiche Theile rohen und gebrannten Thon, letz-

1) B. u. h. Ztg. 1859, S. 406. 2) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 307 (Nordamerika). 3) Kerl, Met. 2, 677, Taf. 7, Fig. 180—182. Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 14, Taf. 1, Fig. 6, 7. 4) B. u. h. Ztg. 1878, S. 391. 5) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 310. 6) B. u. h. Ztg. 1880, S. 37.

teren wegen geringer Wandstärke der Vorlagen fein gestampft. Den Zwischenraum zwischen Vorlage und Retortenwand verschmiert man mit Thon. Feuerfeste Steine zur Herstellung des Rostgewölbes und der Scheidewand (S. 479) fabricirt man z. B. aus 33 Thln. rohem Thon, 30 Thln. Sand, 15 Thln. Chamotte und 15 Thln. alten Ziegeln, die Chamotte zu 4—6 cbcm Korngrösse zerkleint.

170. Destillirverfahren. Langsames Anfeuern des Ofens mit directer Feuerung während zweier Tage bei leeren cokesfreien Röhren (S. 479), anfangs mit Cindern, dann mit Cindern und Kohlen, zuletzt mit Kohlen bei passendem Oeffnen und Schliessen der Fuchsöffnungen, dann Verstärkung des Zuges durch Anfeuern der Schornsteine; Eintragen anfangs kleinerer, in den Röhren fest zu drückender Chargen aus einem auf einem Bocke stehenden Mischtroge mit halbcylindrischen Schaufeln (Fig. 239 c, S. 462) bei abgenommenen Vorlagen, bis der Ofen am 13. oder 14. Tage in regelmässigen Gang gekommen; stärkeres Laden der Röhren nach unten, als nach oben hin (z. B. unterste Reihe 11 kg Erz und 3 kg Kohle, oberste resp. 5 und 5 nebst 4 kg Gekrätz); Dauer des Chargirens Morgens und Abends 6 Uhr etwa $3^1/_4$ St., Ansetzen der Vorlagen, aus welchen beim Beschicken der dritten Reihe schon eine Flamme tritt, eine halbe Stunde später eine Zinkflamme, worauf man die Vorstecktuten (Allongen, Ballons) an die Vorlage schiebt, welche, sowie die Vorlagen mit einem Eisen auszuräumen sind, sobald flüssiges Zink durch die Fuge zwischen Vorlage und Röhre dringt; bei zu heissem Gange Abkühlen der Röhren durch Einstossen von Löchern in die Verschmierung aus magerem Thon; erster Abstich etwa Nachmittags 1 Uhr und zwar Wegnehmen und Ausschütten der Vorstecktuten in einen Trog, Auskrätzern des Zinks aus den Vorlagen bei abgenommenen Vorsteckern, die im weiteren Verlaufe der Arbeit überflüssig werden, in eine Kelle [1]) und Giessen von 18—20 kg schweren Zinkplatten in eisernen Formen, z. B. von 61 cm Länge, 18 cm Breite und 2.5 cm Höhe nach dem Abziehen der Krätze, was erleichtert wird bei Formen mit einer kleinen und grösseren Abtheilung und Scheidewand mit Einschnitt, durch welchen das in die erstere gegossene Zink unter Zurückhaltung des Krätzes in die grosse Abtheilung fliesst (Letmathe), Einwerfen einer Hand voll Kohle in die Vorlagenmündung zum Absperren des Luftzutritts; Vorstecken der Tuten; $4^1/_2$ Uhr zweiter und 6 Uhr dritter Abstich; Ausräumen der Rückstände (crasses) bei abgenommenen Vorlagen, welche zunächst auf eine Schicht Reductionskohle auf der Hüttensohle, dann in einen an einem Tische angebrachten eisernen konischen Ring gestellt werden, um die Ansätze (débris) darin mit Kelle oder Meissel und Schlägel zu entfernen; Entleeren einer Röhrenreihe in 10—15 Min.; die Rückstände aus den oberen Röhren sind reicher, als aus den unteren; Ausbessern oder Auswechseln schadhafter Röhren während etwa $^1/_2$ St.; Beendigung der Campagne, wenn das Rostgewölbe und die Scheidewand darauf in Verfall kommen; bei Klinkerrostfeuerung Rostlüften Morgens, 2 Uhr Nachmittags, 8 Uhr Abends, dann regelmässig verstärktes Feuer bis gegen $4^1/_2$ Uhr Morgens, wo die Mannschaft der nächsten Schicht

Verfahren.

1) Fahrbares Gerüst zum Transport, Heben und Senken der Kelle in Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 322.

das Feuer wieder in Ordnung bringt; Arbeiterpersonal an jedem Ofen 1 Brigadier, 1—2 Gehülfen (grands manoeuvres) und 2 Handlanger (petits manoeuvres) für 12 oder 24 Stunden.

1) Oefen mit directer Feuerung.

Beispiele. Engis.

Belgien. Engis.[1]) In beiden Abtheilungen des Ofens (S. 476) 2 × 46 = 92 Röhren von 1.08 m Länge, 0.16 m Innenweite und 0.035 m Wandstärke. Vorlagen am vorderen Ende 0.09, am hinteren 0.15 m aussen weit und 0.41 m lang. Tagescharge 400 kg Erz (Galmei und Blende), 72 kg reiche Abfälle und 166 kg Reductionskohle; Nachtcharge, weil der Ofen Abends heisser, 500 kg Erz, Mengen der Masse auf der Hüttensohle unter Zufügen von etwa 100 l Wasser. Unterste Reihe enthält pro Röhre 11—12 kg Erz und 3 kg Kohle, die oberste 5 kg Erz, 5 kg Kohle und 4 kg Gekrätze, die dazwischen liegenden Röhren entsprechende Mengen. Chargiren dauert 3 ¹/₄ St.; erster Abstich um 1 Uhr Nachmittags, zweiter 4¹/₂ Uhr, dritter 6 Uhr; Rückstände aus den oberen Röhren reicher (9.15 Proc.), als aus den mittleren (4.67 Proc.) und den unteren (2.28 Proc.); dagegen grössere Röhrendauer oben (90 Tage), als unten (6 Tage); Campagnendauer 150—180 Tage, Production 82.910 kg Zink aus 285.520 kg Erz mit 40.32 Proc.; Verlust 11.28 Proc. der verhütteten Erze; auf 100 Zink 5.8 hl Feuerungskohle, 1.8 hl Reductionskohle, 1.35 Röhren, 2 Vorlagen; Selbstkosten pro 100 kg Zink 38.97 Frcs.

Belgien.

Andere belgische Hütten. Oefen 1.5 m tief, 2.6 m weit und bis zum Bogen 2.6 m, im Ganzen 3 m hoch, mit 70 Röhren von 1 m Länge, 24 cm äusserem Durchm. und 19 cm innerem Durchm., fassen 1300 kg Beschickung pro 24 St. mit 47—48 Proc. Zink im Erz, Verbrauch 700 kg Reductions- und 2000 kg Heizkohlen, Ausbringen 470—484 kg Zink pro Tag und Ofen oder 39—40 Proc.; etwa 18 Proc. Verlust, welcher sich verringert durch Aufbereitung der Rückstände mit 6 Proc. Zink durch Separation und Siebsetzen, wobei 33 bis 34 Proc. Zink erfolgen, Verarbeitung derselben in den oberen Röhren des Ofens oder im Flammofen (S. 446) auf Zinkweiss (Belgien). Bezahlung von Prämien bei einem Ausbringen über 410 kg Zink, desgleichen Prämien bei gesparten Kohlen. Arbeitsschicht 12 Stunden statt sonst 24 behufs besserer Leitung der Oefen abseiten der Arbeiter.

Neuere Oefen mit 164 Röhren produciren in 24 St. 1050 kg Zink mit 4000 kg Heizkohlen, was gegen gewöhnliche Oefen bei 475 kg Zink mit 2000 kg Kohlen eine Oekonomie von 40 kg auf 100 kg Zink gewährt oder per Tag und per Ofen 10 Frcs. Oefen mit Gasfeuerung liefern in 24 St. mit 3000 kg Kohlen 1050 kg Zink.

Wales.

Wales (S. 476). 1000 kg Erze erfordern 16.75 Frcs. für Kosten, 14.3 Frcs. für Löhne und 9 Frcs. für Röhren, Zinkverlust 18.1 Proc.

Letmathe.

Letmathe[2]) (S. 477). Durchsetzquantum täglich in einem Ofen 1600 kg Erz (²/₃ Blende, ¹/₃ Galmei) mit durchschnittlich 45 Proc. Zn, Erfolg 580 kg Rohzink mit 23 hl Brennkohlen und 8 hl Reductionskohlen, täglich 3 Retorten. Verbrennungsgase in der unteren Reihe der Retorten mit durchschnittlich 13.4 Proc. CO_2 und 5.6 Proc. O, kein CO; Gase in dem Abzugscanale oben: 10.7 CO_2, 9.1 O, kein CO.

Lehigh.

Lehigh (Pennsylvanien).[3]) Oefen mit 56 Röhren von 1.07 m Länge, 0.23 m äusserem und 0.15 m innerem Durchmesser in 7 Reihen, darunter 6 Protecteurs von 1.02 m Länge und 0.18 m äusserem Durchmesser. Die Röhren ruhen vorn auf feuerfesten Thonplatten von 0.61 m Länge, 0.25 m Breite und 0.05 m Dicke, Vorlagen von 0.41 m Länge, 0.16 und 0.08 m Weite, mittelst Hebels bequem an die Retorten zu bringen, Dicke der feuerfesten Innenmauern des Ofens 0.45 m, der Aussenmauern 0.76 m; Einladen von 18 kg Beschickung (oxydirte Erze und geröstete Blende mit 40 Proc. Kohle) in jede Retorte alle 12 St., reiche Abfälle mit 40—60 Proc. Zink in die oberen Röhren alle 24 St.; Auskrätzern des Zinkes alle 12 St. in Formen von 0.61 m Länge, 0.18 m Breite und 0.03 m Tiefe zu Barren von 18—20 kg Gewicht. Ausbringen aus kohlensauren und silicirten Erzen mit 47 Proc. Zink 34—35 Proc., aus Blende mit 47 Proc. Zink 33—34 Proc.

2) Gasöfen.

Beispiele. Moresnet.

Moresnet (S. 478). Ofen mit 140 Röhren je nach der Natur der Erzgangart aus Chamotte oder Quarzmasse (S. 457, 479); Dinas vertragen nicht die Berührung mit Schlacken und basischen Substanzen; wesentlich für das Ausbringen ist eine recht

1) Ztschr. d. Ver. deutsch. Ingen. 16, 9. 2) Dingl. 235, 221. 3) B. u. h. Ztg. 1872, S. 61, 179.

innige Mengung der trockenen Beschickung im Thonkneter, welche fertig vor den Ofen geliefert wird, statt wie sonst, hier erst gemengt zu werden. Durchsetzen von 2430 kg Erz in 24 St., 3 untere Reihen beschickt auf 12 St., Rest auf 24 St., 48 Proc. Mischkohle; Vergrösserung der Vorlagen, so dass nur 1 mal in 12 St. gekrätzert wird, früher alle 2 St. In 24 St. 1050 kg Zink mit 3000 kg Kohlen.

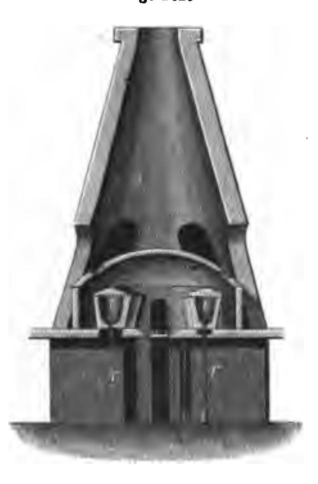
Matthiessen-Hegeler's Werk (S. 478). Füllen der obersten Reihe Gefässe mit rechteckigem Querschnitte, welche von der rückschlägigen Flamme zuerst getroffen werden, mit schwierigst zu reducirendem Erz (Blende), zweite und dritte Reihe von oben mit Galmei und unterste mit Zinkrauch, Krätzen u. s. w.; tägliche Erzeugung des Doppelofens 5—6000 kg Zink; Retorten Tags 1 mal gefüllt. Verbrauch davon 2.5 Proc. Zinkverlust 18 Proc. Lasalle.

Sonstige amerikanische Hütten[1]) (S. 477). Oefen mit 56—208 Retorten in 5—10 Reihen; Beschickungskohle 40—70 Proc., abgewogen oder abgemessen, befeuchtet, durchgemengt und in muldenförmigen, nach einer Seite offenen Behältern vor die Oefen gefahren; Retortenverbrauch 2.5—7 Proc.; Campagnendauer 1—2 Jahre. — Passaic-Werke in Jersey City: Charge für 1 Ofen mit 70 Retorten 1350 kg (Willemit und Galmei), 2250 kg Kohlen, Ausbringen 500 kg = 80 Proc. vom Zinkgehalte; Bergen Point (Passaic-Co.) bei eisenreichen Erzen (mit 20 Proc. Fe_2O_3) in 24 St. bei 70 Retorten 1440 kg geröstete Blende und 860 kg Anthracit, Ausbringen 450 kg Zn, Brennmaterialverbrauch 2500 kg, Zinkverlust bei der Destillation 24—26 Proc., im Ganzen 33 Proc.; Missouri-Zink-Comp. in St. Louis, 160 Retorten mit 4500 kg Kieselgalmei, Production 1800 kg Zn, Reductionskohle 1575 kg, Feuerungskohle 8000 kg; Aufwand an Kohle für 1 kg Zink: Passaic 5.8, Bergen Port 7.4, Lehigh 6.2, Carondelet 5.6, Zinkausbeute 71—80 Proc., Selbstkosten 4.10—4.25 Doll. per 50 kg. Im Allgemeinen ist das Zink aus Hüttenwerken der östlichen Gruppe in den Staaten am Atlantischen Ocean (Pennsylvanien, New Jersey, New York, Virginien) reiner, als das aus der westlichen Gruppe (Iowa, Illinois, Wisconsin, Missouri, Tennessee, Arkansas). Verein. Staaten.

4. Capitel. Englische Zinkgewinnungsmethode.

171. Allgemeines. Dieses Verfahren[2]) ist wegen seines grossen Aufwandes an Brennmaterial (auf 1 Thl. Zink 22—27 Thle.) in England durch das belgische oder belgisch-schlesische ersetzt und wohl nur noch zur Umdestillation zinkhaltiger Abfälle[3]), z. B. Blechschnitzeln, bei billigen Steinkohlen und theurem Thon in Anwendung, da der Thonverbrauch verhältnissmässig gering ist. Das Erhitzen der Beschickung geschieht in bedeckten Tiegeln und die entwickelten Zinkdämpfe müssen durch eine im Boden des Tiegels mündende Röhre durch die Beschickung hindurch (was reiche Rückstände veranlasst) den Weg nach unten nehmen, wo dann das condensirte Zink in Untersatzbehälter tröpfelt. Das Ausräumen der Tiegel ist umständlich, die Production nicht bedeutend und es erfolgen leicht reiche Rückstände. Anwendung.

Fig. 262.



172. Destilliröfen (Fig. 262). *t* 6—8 feuerfeste Tiegel von 1.37 m Höhe, 0.66 m oberem und 0.36 m unterem Durchmesser im Kreise um eine Feuerung herum aufgestellt unter einem mit Chargiröffnungen Oefen.

---

1) Leoben. Jahrb. 1879, Bd. 27, S. 318. 2) Percy, Metallurgy 1. Aufl., 1, 552. Karsten's Arch. 1. R. 13, 357; 2. R. 25, 579. Kerl, Met. 2, 718. 3) B. u. h. Ztg. 1861, S. 430.

versehenen 2.13 m hohen Gewölbe. *r* Blechröhre mit ihrem ringförmigen, mit Thonbrei versehenen Ende gegen den gelochten Tiegelboden angedrückt und in der Oeffnung mit einem Holzpflocke geschlossen, welcher beim Heizen des Ofens verkohlt; über die kurze Röhre ist eine weitere gesteckt.

Verfahren. **173. Destillirverfahren.** Chargiren durch die Oeffnungen im Gewölbe, Auflutiren der Deckel nach etwa zweistündigem Feuer, wenn sich eine Zinkflamme an dem kurzen Röhrenende zeigt, Ueberstecken des in Thonbrei getauchten einen dünnen Endes des sich nach unten erweiternden Condensationsrohres *r*, Entweichen der Dämpfe durch die Röhre *r*, Tröpfeln des Zinkes in untergesetzte Behälter, indem man die kurze Röhre nach weggenommenem Untertheile mittelst eines rechtwinklig gebogenen Eisendrahtes öfters aufstockelt, Abnehmen, wenn kein Zink mehr kommt, der Deckel und der beiden Röhren, Ausräumen der Rückstände mit Eisenstangen durch die Oeffnung im Tiegelboden, neues Chargiren, Umschmelzen des Zinkes in eisernen Kesseln. 1016 kg Blende gaben in 65—68 St. 304.8 bis 406.4 kg Zink mit 22—27 Thln. Kohlen auf 1 Thl. Zink.

5. Capitel. **Modificirter Kärnthner Process.**

Anwendung. **174. Allgemeines.** Der eigentliche Kärnthner Process ist aus bereits (S. 450) angeführten Gründen längst verlassen, jedoch neuerdings in veränderter Form, aber unter Beibehaltung des Principes der stehenden Röhren von Binon und Grandfils (S. 450) für die continuirliche Zugutemachung von bleiischen Zinkerzen behufs Blei- und Zinkgewinnung in Anwendung gebracht, für welche Thum einen modificirten belgischen Ofen in Vorschlag gebracht hat.

Fig. 263.

175. Destillirofen (Fig. 263). *A* 12—16 Stück elliptische Röhren von 2.4 m Länge und 0.40 m Weite, auf gusseisernen, mit Thon gefüllten Fugen *a* stehend, die an ihrem oberen Ende durch gusseiserne, auf kleinen Pfeilern *b* ruhende Kästen *c* geschützt sind. *d* mit Platte verschliessbare Oeffnung zum Ausziehen der Rückstände oder zum Abstechen von Blei durch eine verschliessbare Oeffnung in der Platte. *e* Ziegelstein zum Verschlusse der Röhren. *f* elliptische Vorlage zur Condensation der Zinkdämpfe, in Nischen *g* und auf Thonplatten *h* ruhend. Eine Gasfeuerung mit vorgewärmter Verbrennungsluft befindet sich am Ende des Ofens längs der kleineren Fläche. Aehnliche, an beiden Enden mit Pfropfen verschliessbare stehende Röhren wendet Chenhall[1]) in Morriston an.

1) Oest. Ztschr. 1880, S. 462.

176. Destillirverfahren. Füllen des unteren Theiles der Röhren, insoweit derselbe im Bodengewölbe des Ofens steckt, mit Cokesklein oder ausgebrannten Rückständen, Einfüllen der Beschickung, Aufsetzen und Verschmieren des Deckels *e*, wobei sich in der Hitze Blei und Zink reduciren, welches erstere nach unten geht und hier abgestochen oder in Granalienform von den Rückständen abgesiebt wird, letzteres aber nach oben, um sich in den Vorlagen zu verdichten. Oeffnen der Thüre *d* nach beendigter Destillation zum Ausräumen der Rückstände in untergesetzte Wagen. Verfahren.

6. Capitel. Behandlung der Producte des Zinkhüttenprocesses.

177. Werkzink. Das beim belgischen und belgisch-schlesischen Processe erfolgende flüssige Zink wird gleich in Formen gegossen, während das beim alten schlesischen und beim englischen Processe resultirende feste Tropfzink (Zinkmänner) in gusseisernen oder thönernen Kesseln umgeschmolzen und damit gleich eine Läuterung (Raffination) erreicht wird. Die Kessel werden entweder durch eine besondere Feuerung[1]) oder die abgehende Flamme der Destilliröfen (Fig. 234, S. 459) erhitzt. Umschmelzen in Kesseln.

Beim Einschmelzen, z. B. von 400 kg in $^1/_2$—$^3/_4$ St., wird öfters umgerührt, dann die Masse 15—20 Min. in Ruhe gelassen, mit einem durchlöcherten Löffel die Zinkasche (metallisches Zink, Zinkoxyd, Unreinigkeiten) abgeschäumt und das Zink in eiserne Formen gegossen. Das Letzte aus dem Kessel ist bleireich. Gusseiserne, etwa 3—4 Wochen dauernde Kessel führen zwar dem Zink Eisen zu, machen dasselbe dickflüssig und wegen Sprödigkeit zum Walzen untauglich, sind aber weniger zerbrechlich als thönerne. Eine bei wochenlangem Schmelzen von Zink in eisernen Gefässen gebildete Legirung[2]) enthielt $Fe\,Zn_{36}$. Bei zu hoher Temperatur verbrennt viel Zink und es entsteht ein teigiges, nach dem Erkalten sprödes Gemenge von Zink und Zinkoxyd (verbranntes Zink)[3]), welches in geringen Mengen sich zu gutem Zink setzen und so consumiren lässt.

Das bleireiche Zink vom Unterharzer Zinkstuhle wird in Kellen umgeschmolzen und das Zink vom Blei abgegossen.

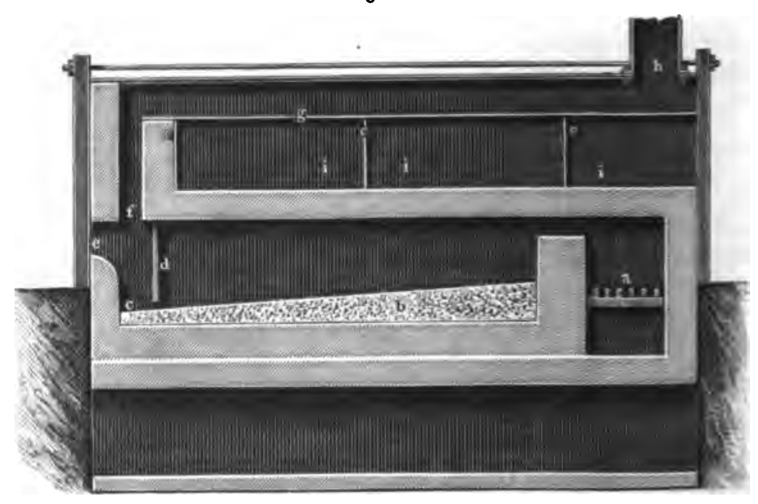
Das harte, spröde, blasige, nicht walzbare, Eisen und bis 1 Proc. und mehr Blei enthaltende Rohzink wird, wenn dasselbe zur Blechfabrikation[4]) verwandt werden soll, im Flammofen[5]) (Fig. 264) raffinirt und dabei in passende Barrenform gebracht. Raffiniren in Flammöfen.

Langsames Einschmelzen des Zinkes bei Dunkelrothgluth auf der geneigten Thonsohle des vorher erhitzten Herdes, wobei sich das Zink in dem Sumpfe am tiefsten Punkte ansammelt, Durchrühren des Gekrätzes (Zinkasche) zur Zinkreduction mit Salmiak, Abziehen desselben mit durchlöchertem Löffel (beim Sieben der Krätze erfolgt bleihaltige Gröbe und an Zinkoxyd reiches Siebfeines für die Reduction, Lippine), oder besondere Behandlung des Krätzes im Flammofen zu mehreren Malen mit Salmiak, z. B. 200—300 kg Krätz mit jedesmal $^1/_2$ kg Salmiak behufs Gewinnung von an 60 Proc. Zink in 1 Stunde, rasches Auskellen des Zinkes, bei möglichstem Luftabschlusse und Oeffnen eines Schiebers direct nach dem Schornsteine hin, mittelst eiserner thonüberkleideter Kellen in eiserne Formen (bei langem Verbleiben in flüssigem Zustande wird das Zink hart und verbrennt), die am besten auf einer sich drehenden Scheibe stehen, Auswalzen der heissen Barren oder Warmhalten derselben bis zum Auswalzen (bei etwa 100° C.) in einem Gestelle *i* über dem Schmelzofen. Das sepa-

1) Kerl, Met. 2, 726, Taf. 8, Fig. 208, 209. 2) Dingl. 191, 501. 3) B. u. h. Ztg. 1860, S. 52. 4) B. u. h. Ztg. 1872, S. 197 (Belgien). Studienreise der Studirenden der Gewerbeakademie in Berlin, S. 182 (Marthahütte, Oberschlesien). 5) B. u. h. Ztg. 1873, S. 290 u. f., Taf. 8, Fig. 5—7; 1874, S. 36, 205, 216 (Thum); 1877, S. 100, Taf. 3, Fig. 5 (Lippine).

rat gehaltene Bodenzink aus dem Flammofen ist dickflüssig, nach dem Erkalten hart in Folge eines Gehaltes von 2—3 Proc. Eisen und Blei und muss nochmals destillirt werden. Man schafft dasselbe wohl während des Betriebes von Zeit zu Zeit mittelst einer archimedischen Schraube aus dem Flammofensumpf durch eine Oeffnung, welche dann der Ausschöpföffnung für Zink am Ende der beiden langen Ofenseiten gegenüber sich befindet. Die in einem eisernen Gehäuse mit einer Oeffnung und Füssen am Boden befindliche Schraube wird mittelst einer Kurbel gedreht, wobei das Blei durch einen Ausguss oben am Gehäuse abfliesst (Oberhausen). 100 Zink geben z. B. 98.5 Platten, 0.7 Oxyde, 0.4 Bodenzink und 0.4 Verlust. Durch Umschmelzen lässt sich


Fig. 264.



unreines Zink mit 1—2 Proc. Unreinigkeiten auf 99.7 Proc. Gehalt bringen. — In Lippine schmilzt man in 24 St. 9000 kg Werkzink um, wobei von 2.5 Proc. Blei 2 Proc. entfernt werden. Verbrauch von etwa 10 Proc. vom Rohzink Kohle. — In Freiberg schmilzt man 3000 kg Zink bei möglichst niedriger Temperatur ein, kellt bis auf Blei aus, dann dieses in ein kegelförmiges Gefäss, wenn 50 000 kg eingeschmolzen sind; zwischen Blei und Zink ist ein Gemenge von Bleizink vorhanden, welches wieder zum Raffiniren kommt, darunter zinkarmes und fast silberfreies Blei, welches nach dem Polen als Probirblei verwandt wird. — Das Giessen des Zinkes geschieht zweckmässig in kreisförmig auf einem beweglichen Gestelle befindliche Formen, das sich mit Leichtigkeit durch einen einfachen Stoss mit dem Fusse drehen lässt; ähnlich auf amerikanischen Werken.

Fig. 264. *a* Rost. *b* Gestübbesohle. *c* muldenförmiger Sumpf. *d* bis ins Zink tauchende Wand zur Abhaltung der Luft vom Metallbade. *e* Schöpfthor. *f* Fuchs. *g* zur Esse *h* führender Canal. *i* Wärmräume. Chargiröffnung seitlich von der Feuerbrücke in Gestalt eines schrägen Canals.

Sonstige Raffinirmethoden. Umschmelzen mit Schwefel und Talg; Schmelzen von Blei und Zink enthaltenden Krätzen bei hoher Temperatur im Flammofen, Polen, Aufspritzen von Wasser, wobei Zink krystallisirt und schalenförmig abgehoben wird. Aehnlich lässt sich eisenhaltiges Zink nach Analogie des Pattinsonirens in ein sich ausscheidendes eisenreiches Zink und ein flüssig bleibendes eisenarmes Zink zerlegen.[1]) — Auf den Werken der Swansea Zinc Ore Comp.[2]) hat man zur Erzeugung reinen Zinkes aus Erzen mit einem Gehalte an Blei, Kupfer und Silber oder aus zinkischem Blei- und Kupfererze die Erze passend vorbereitet durch Rösten im Muffelofen behufs Bildung von Zinksulfat und aus Eisensulfat entstandenem Eisenoxyd, Behandlung des Rös-

1) Dingl. 194, 239. 2) Chemik.-Ztg. 1880, Nr. 46, S. 755.

gutes in rotirenden mit Blei ausgekleideten Trommeln mit schwacher Schwefelsäure, wobei Zinksulfat, Kupfersulfat und wenig Eisen in Lösung gehen; Fällen des Kupfers aus der Lösung durch Zink, Eindampfen derselben auf Zinkvitriol, Erhitzen des letzteren mit Schwefelzink im Muffelofen zur Rothgluth ($3\,ZnSO_4 + ZnS = 4\,ZnO + 4\,SO_2$), Verarbeiten des Zn O auf Zn. Extrahiren des silber- und bleihaltigen Rückstandes mit stärkerer Schwefelsäure und Verwendung der sauren Lösung zum Zersetzen des gerösteten Erzes, Verhütten des Rückstandes auf Blei und Silber.

Zinksorten des Handels.

Die Zinksorten des Handels enthalten mehr oder weniger Verunreinigungen, welche dem Zinke schädliche Eigenschaften ertheilen können [1]); auch influirt auf die Eigenschaften die beim Giessen des Zinkes angewandte Temperatur.

Einfluss der Temperatur.

Das Zink verliert seine Dehnbarkeit um so mehr, bei je höherer Temperatur dasselbe dargestellt ist, weil dann mehr Unreinigkeiten in dasselbe gehen. Auch aus diesem Grunde ist das Blendezink (b) wegen erforderlicher höherer Reductionstemperatur unreiner als Galmeizink (a), z. B. von Nouvelle Montagne zu Engis (S. 482):

	a	b
Zink . . .	99.25	98.68
Eisen . . .	0.62	1.05
Blei . . .	0.13	0.25.

Zink von den ersten Abstichen, also bei niedrigerer Temperatur erzeugt, ist reiner, als solches von späteren, z. B. resp. 0.44, 1.56 und 1.91 Proc. Unreinigkeiten enthaltend. Zink bei niedriger Temperatur umgeschmolzen zeigt körnigen Bruch, höheres spec. Gew., grössere Dehnbarkeit und geringere Löslichkeit in Säuren, bei hoher Temperatur ausgegossenes Zink hat krystallinisch blättrigen Bruch, geringeres spec. Gew., grössere Sprödigkeit und leichtere Löslichkeit in Säuren, auf welche letztere namentlich auch die Art der Abkühlung influirt, indem das rasch erkaltete Zink langsamer löslich ist. Dass Zink um so mehr an Dehnbarkeit verliert, bei je höherer Temperatur es dargestellt worden, hat seinen Grund wohl zum Theil in stärkerer Verunreinigung von bei dieser Temperatur reducirten Metallen. Bei gewöhnlicher Temperatur und bei Temperaturen über 200° C. spröde, zeigt sich das Zink bei 100—150° geschmeidig und walzfähig. Nach Rammelsberg löst sich rasch abgekühltes Zink langsamer in Säuren und wird in hohem Grade spröde, einerlei ob es vorher nur bis zum Schmelzen oder weit über seinen Schmelzpunkt erhitzt wurde, während nach Bolley die Verschiedenheit von der Temperatur beim Schmelzen und Ausgiessen herrührt. Das spec. Gew. des verschieden behandelten Zinkes bleibt immer gleich, so dass dasselbe keine molekulare Modification erleidet.

Einfluss der Verunreinigungen. [2])

Blei und Eisen sind die häufigsten Beimengungen im Zink. Blei, 0.3 bis 3 Proc., lässt bei 1½ Proc. eben noch ein Walzen des Zinkes zu, ohne rissig zu werden, wird aber mürbe und weicher, was in höherem Grade bei 3 Proc., wo die Walzfähigkeit noch nicht aufhört, der Fall. Elliot und Storer fanden in Zink von Schlesien 1.297—1.460, Vieille Montagne 0.292—0.494, New Jersey 0.097, England (aus Blende) 0.823—1.661 Proc. Blei. Beim Zusammenschmelzen von Blei und Zink entstehen bei der Abkühlung zwei getrennte Schichten, eine untere bleireiche mit 1.6 Proc. Zn und eine obere zinkreiche mit 1.2 Proc. Blei. Eisen, 0.05 bis 1.64 Proc., macht bei 0.25 Proc. das Zink schon sehr hart und erfordert Vorsicht beim Walzen; mit steigendem Eisengehalte nimmt die Löslichkeit in Säuren zu. Cadmium in grösserer Menge veranlasst Sprödigkeit und einen mehr feinkörnigen Bruch, bei 15 Proc. Cadmiumgehalt ist das Zink aber noch zu dickem Bleche walzbar; in den geringsten Mengen schädlich bei der Zinkweissfabrikation. Arsen, Antimon, Zinn und Schwefel machen das Zink brüchig und geben zum Theil ein unreines Wasserstoffgas damit. Kupfer macht schon bei ½ Proc. härter und spröder. Kohle giebt unreines Wasserstoffgas. Galmeizink ist im Allgemeinen reiner als Blendezink; ersteres enthält meist nur Eisen, Cadmium und Kohle, letzteres auch Arsen, Kupfer und Schwefel. Die reinsten Zinksorten erfolgen aus Kieselgalmei und Rothzinkerz (Pennsylvanisches Zink von New Jersey und Lehigh). Zink mit 0.2—0.3 Proc. Chlor [3]) aus Gekrätzen von der Galvanisation war nicht walzbar.

---

1) Wagner's Jahresb. 6, 155. Kerl, Met. 1, 714; 2, 729. Percy, Metallurgy 1. Aufl., 1, 588. 2) Karsten, in Karsten's Archiv, Bd. 16, Hft. 2. Elliot u. Storer in B. u. h. Ztg. 1861, Nr. 21, 23. 3) B. u. h. Ztg. 1874, S. 7.

Zinn findet sich in Zink aus Krätzen vom Galvanisiren, in Oxyden vom Umschmelzen alten Zinkes und sucht man dasselbe dadurch möglichst fern vom Zink zu halten, dass man bei belgischen Oefen die Vorlage etwas höher als sonst über dem Boden der Röhren anbringt, wobei das Zinn mehr auf letzteren geht.

Zinkanalysen[1]):

	Zink.	Blei.	Kupfer.	Arsen.	Antimon.	Eisen.	Cadmium.	Silber.	Kiesel.	Schwefel.	Kohle.
a.	98.6995	0.0701	0.1123	0.0603	0.0299	0.7173	—	—	0.1346	0.0035	0.1775
b.	99.4372	0.0061	0.0018	0.0590	—	0.2863	—	—	0.1374	0.0741	0.0006
c.	98.2118	0.1094	0.0888	0.0806	—	1.0342	—	—	0.2410	0.0020	0.2322
d.	—	—	—	—	—	0.0405	—	—	0.2390	—	—
e.	99.378	—	0.530	—	—	0.041	0.078	—	—	—	—
f.	—	0.027	—	—	—	0.020	—	—	—	—	—
g.	98.054	1.563	—	—	—	0.101	0.282	—	—	—	—
h.	—	0.3239	—	—	—	0.0253	—	—	—	—	—
i.	—	1.4894	—	—	Spr.	0.0200	0.2381	0.0016	—	—	—
k.	99.982	—	—	—	—	0.018	—	—	—	—	—
l.	99.92	0.02	—	—	—	0.06	—	—	—	—	—
m.	—	1.10	—	—	—	0.155	—	—	—	—	—
n.	98.31	1.46	—	—	—	0.022	—	—	—	—	—

a—c Missourizink von Carondeletwerken. d Bethlehem in Pennsylvanien, reiner als das Missourizink. e Von Lehigh. f Passaic-Zinc-Works (New Jersey), liefert arsenfreies, aber etwas zinkhaltiges Wasserstoff, durch Säuren zu reinigen. g Schlesien. h Cilli in Steyermark. i Brixlegg in Tyrol. k Bleiberg. l Johannisthalerhütte in Krain. m Dombrowa. n Birkengang.

Nach älteren Analysen von Schäufele[2]) enthielt Altenberger Zink 0.0062 bis 0.0522, schlesisches 0.0697—0.0853, belgisches Zink von Corphalie 0.0005—0.0457, französisches 0.0426—0.19 Proc. Arsen. Freiberger Zink enthält 0.0393—0.0524 Indium. Blendezink von Johannisthaler Hütte in Kärnthen enthielt 0.5, Galmeizink 0.2 Proc. Schwefelblei. Zink von New Jersey enthielt Kupfer und Zinn.

Reines Zink. Das reine Metall hat eine bläulich weisse Farbe, schmilzt bei 412° C., überzieht sich dabei mit Zinkasche (S. 485), verdampft nach Deville bei etwa 1040° C. (nach Becquerell bei 891°, nach Thum bei 1000°, nach Komorek bei 1050°) und verbrennt an der Luft schon bei 500° C. mit stark leuchtender Flamme. Spec. Gew. durchschnittlich 7.145 bei 15° (unreines hat nur 6.86 spec. Gew.), im gewalzten Zustande 7.2. In der Wärme dehnt sich das Metall stark aus (um $^1/_{333}$ seiner Länge bei 0—100° C.) und zieht sich nach dem Erkalten stark zusammen.

Zusammensetzung. 178. **Zinkstaub** (Poussière)[3]). Ein Gemenge von höchst feinzertheiltem Zink mit 8—10 Proc. Zinkoxyd und Substanzen, die flüchtiger als das Zink sind (Cadmium, Arsen, Antimon, Blei u. s. w.), zuweilen mit Chlorcadmium, Chlor, Jod, Brom, wahrscheinlich von den Steinkohlen herrührend, und an feuchter Luft entzündlich.[4])

Es enthielt Zinkstaub von Borbeck 79.82 Zn, 0.16 Fe, 0.23 Pb, 0.08 Cd und As; von Radsberg 40 Zn, 49.8 Zn O, 4 Cd, 2.5 Pb, 3.3 kohlensaures Zinkoxyd und 6.4 Rückstand; von Carondelethütte in Missouri 29.548 Zn, 57.740 Zn O, 2.052 Fe, 0.321 As, 0.372 Sb, 0.026 S, 1.220 C, 9.608 Unlösliches, Spr. Pb und Cu.

Anwendung. Der Zinkstaub, zuweilen 9—10 Proc. der ganzen Production, dient als Anstrichfarbe[5]) (Zinkgrau) namentlich für Eisen, als kräftiges

1) Kerl, Met. 1, 714. B. u. h. Ztg. 1861, S. 403, 416; 1864, S. 323; 1866, S. 331; 1871, S. 248; 1874, S. 236; 1875, S. 15; 1876, S. 215; 1877, S. 82, 171, 394. Dingl. 230, 88. 2) Polyt. Centr. 1850, S. 398. 3) Kerl, Met. 1, 732. B. u. h. Ztg. 1858, S. 123; 1859, S. 409; 1877, S. 149. Dingl. 224, 179; 229, 56. 4) Dingl. 224, 344. Wagner's Jahresb. 1878, S. 517. B. u. h. Ztg. 1877, S. 207. 5) Dingl. 173, 76; 185, 479.

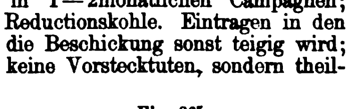
Reductionsmittel[1]) für organische Stoffe, z. B. Indigo, zur Darstellung von Cadmium[2]) u. s. w., wird aber auch wieder zu metallischem Zink reducirt. Diese Reduction kann geschehen:

1) durch Zutheilung des Staubes zur übrigen Beschikkung und zwar grossentheils in den kühleren Ofentheilen, also bei zwei Muffelreihen in den unteren Muffeln, bei Röhren in den oberen. Es vertheilen sich dabei die Unreinigkeiten des Staubes auf grössere Zinkmengen und äussern sich dadurch weniger schädlich.

2) Durch Zugutemachung für sich, wobei aber ein hartes Zink von minderem Handelswerthe erfolgt. Dasselbe pflegt ebenfalls grösseren Mengen reinen Zinkes zugemischt oder als zweite Sorte verkauft zu werden. Die Reduction findet statt:

a) in den Zinkdestilliröfen, und zwar in der unteren Muffelreihe (Dortmunder Zinkhütte) oder in den oberen Röhrenreihen (Engis).

Beispiele. Engis.



Engis. Zugutemachung des Zinkstaubes in 1—2monatlichen Campagnen; 1 Charge für 24 St. aus 1200 kg Staub und 4 hl Reductionskohle. Eintragen in den bis zur Dunkelrothwärme abgekühlten Ofen, weil die Beschickung sonst teigig wird; sorgfältige Beaufsichtigung des Processes, deshalb keine Vorstecktuten, sondern theilweises Schliessen der Vorlageöffnung bei sehr starker Zinkentwickelung mit einem Thonpfropfen, damit kein Zink ausfliesst, öfteres Aufräumen der gebliebenen Oeffnung, Kühlen der Röhren bei starker stechender Zinkflamme durch Aufbrechen der Verschmierung; Zeitdauer 9 Uhr Morgens bis 6 Uhr Abends, wo sich dann der Ofen von 6 bis 9 Uhr abkühlt; 5 Abstiche von 3 Uhr Nachmittags an. Verarbeitung von 43800 kg Staub mit 81 Proc. Zink, woraus bei 4 Proc. Verlust 33.726 kg Zink erfolgten mit 35.12 Frcs. Kosten pro 100 kg Zink.

Montefioreofen.

b) in dem Montefioreofen (Fig. 265), welcher eine besondere Feuerung hat oder mit dem Zinkdestillirofen in Verbindung steht (Oberschlesien).

Fig. 265.

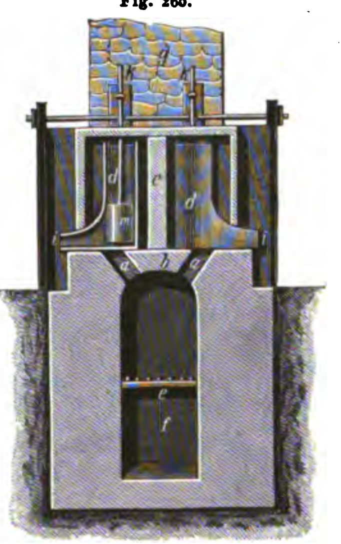


Fig. 265. *a* 0.08 m weite Züge vom Feuerungsraume *e* her. *b* Gewölbbogen, 0.24 m stark. *d* Thoncylinder mit Zinkstaub gefüllt, durch Scheidewände *c* getrennt. *g* Esse. *m* Thonkörper von 0.21 m Höhe und 0.17 m Dicke, welcher an der Stange *k* mittelst eines Kreuzes in drehende und drückende Bewegung versetzt wird, wobei Zink aus *i* ausfliesst. *f* Aschenfall.

Letzteres Verfahren ist darauf basirt, dass beim Zusammenpressen des Zinkstaubes in der Hitze die feinzertheilten Zinktheilchen sich zu Tropfen vereinigen und nur einen geringen Rückstand (8—10 Proc.) hinterlassen. Obgleich hinsichtlich des Zinkausbringens (85—86 Proc.) günstig, ist das Verfahren doch meist wieder verlassen, weil das erfolgende Zink sehr unrein und brüchig ist, was auch von einem Gehalt an Zinkoxyd mit herrühren kann, weshalb man es vorzieht, den Zinkstaub unter die

1) Dingl. 162, 282; 169, 377; 175, 215; 182, 26 u. s. w. Muspratt's Chem. 7, 1244; Werthbestimmung: Deutsche Ind.-Ztg. 1869, S. 318. Fresen. Ztschr. 1878, S. 465; 1880, S. 50. Dingl. 235, 327; 237, 145. 2) Dingl. 173, 286.

Destillirbeschickung zu vertheilen und dessen Unreinigkeiten dadurch gleichsam zu verdünnen.

Beispiele. Silesiahütte. Auf Silesiahütte[1]) in Oberschlesien gab Zinkstaub (aus jedem Ballon 0.75 bis 1 kg während 18 St.) in einer Montefioreröhre am Destillirofen 80—85 Proc. Metall, welches mit dem übrigen Zink vom nächsten Ofenabstich vermischt wurde. — In Belgien wurden in einem Ofen (Fig. 265) mit 12 Cylindern von 0.73 m Höhe, 0.183 m innerem und 0.235 m äusserem Durchmesser, aufgestellt in einem 2.04 m langen, 1.05 m breiten und 0.73 m hohen Raume, bei 1.73 m langem und 0.47 m breitem Roste in 12 St. 700—900 kg Zinkstaub mit 33—44 hl Steinkohlen zugutegemacht bei 85.71 Proc. Ausbringen. Dreistündiges Erhitzen, dann Pressen des Staubes.

Dortmund. Zur Dortmunder Zinkhütte wird Zinkstaub mit 2 Proc. Blei für sich in der unteren Muffelreihe, welche weniger heiss ist, als die obere, auf Cadmium und Blei enthaltendes Zink zweiter Qualität verarbeitet.

Zugutemachung. **179. Rückstände aus den Vorlagen.** Die von den Gefässwänden abgestossenen gefritteten Ansätze (zuweilen schön krystallisirtes Zinkoxyd) nebst anderen Nebenproducten (Zinkstaub, Rückstände vom Montefioreofen u. s. w.) werden in den oberen Röhrenreihen des belgischen Ofens der Reduction und Destillation unterworfen.

Zugutemachung. **180. Rückstände (Räumasche) aus den Destillirgefässen.** Dieselben werden je nach ihrem Zinkgehalte (1—10 Proc., gewöhnlich 1—2 Proc.) entweder abgesetzt oder durch Separation und Siebsetzen neben Gewinnung von Reductionskohle oder Blei aufbereitet und dann in den oberen Röhrenreihen des belgischen Ofens reducirt oder im Flammofen auf Zinkweiss verarbeitet (S. 446), oder bei bleiischen Erzen wird ein bleireiches Haufwerk bei der Aufbereitung gewonnen (Stolberg); oder sie werden anderweitig benutzt (zum Aufschütten von Strassen und Eisenbahndämmen, zum Beschütten von Wegen in Promenaden und Gärten, mit gelöschtem Kalk zu Piseebau und Mauersteinen (Moresnet bei 2 Proc. Zngehalt der Rückstände), Fundamentirungen, Estrichen und zur Mörtelbereitung). Die versuchte Zugutemachung auf nassem Wege hat keine ökonomisch günstigen Resultate ergeben.[2])

Producte. In den Destillirgefässen findet sich zuweilen Zinkoxyd schön krystallisirt und zwar sechsgliedrig und isomorph mit den Sesquioxyden.[3]) Die blaue Farbe der gebrauchten belgischen Zinkdestillirröhren rührt nach Degenhardt[4]) von einem grösseren Gehalte an Zinkoxyd her; während eine Röhre mit 6.10 Proc. Zinkoxyd weiss war, erschien eine solche mit 21.47 Proc. Zinkoxyd blau. Wahrscheinlich hat sich das Zinkoxyd mit Thonerde (Zinkspinell) verbunden.

Halden[5]) von Destillirrückständen entzünden sich zuweilen und es entstehen darin krystallisirte Sublimationsproducte (Schwefel, Schwefelarsen, arsenige Säure).

VIII. CADMIUM.

Rohmaterialien. **181. Material zur Cadmiumgewinnung.** Das Cadmium[6]), welches als selbständiges Mineral, als Greenockit CdS mit 77.6 Cd selten vorkommt, findet sich fast in allen Zinkerzen, sowohl in Carbonaten, als im Schwefelzink. So enthalten z. B. Spanische Galmeie 2—5 Proc.,

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 349. 2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 305. 3) Pogg. Ann. 64, 185. 4) B. u. h. Ztg. 1875, S. 230. 5) B. u. h. Ztg. 1861, S. 185. 6) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Cadmium.

während diejenigen von Monsüet (Vieille-Montagne) daran am ärmsten sind. In grösseren Mengen finden sich Ablagerungen in Mexico. Als Material für die Cadmiumgewinnung kommen hauptsächlich in Anwendung: Zinkofenrauch, der zu Anfang der Zinkdestillation erfolgende braune, in den Vorlagen sich zuweilen condensirende Rauch, Zinkoxyd im Gemenge mit bis 30 Proc. Cadmiumoxyd; ferner Zinkstaub aus den Ballons (S. 488), sowie zuweilen cadmiumhaltiges Zink.

182. Cadmiumgewinnung. Diese geschieht seltener auf theilweise nassem, als auf trockenem Wege. Methoden.

1) Trockener Weg. Demselben liegt das Verhalten zum Grunde, dass beim Erhitzen eines Gemenges von Zink- und Cadmiumoxyd mit Kohle sich letzteres in niedrigerer Temperatur (eben Rothgluth) als ersteres reducirt, dampfförmig entweicht und sich condensirt. Man reichert wohl das Cadmiumoxyd vor der eigentlichen Reduction zu Metall durch wiederholtes Erhitzen bei niedriger Temperatur mit Kohle in Muffeln und dann Auffangen der Dämpfe in Ballons an. Trockener Weg.

Becquerell giebt den Siedepunkt von Cadmium und Zink bei resp. 720 und 891° C., Deville bei resp. 860 und 1040° C. an. Das Cadmium schmilzt nach Wagner bei 355° C., nach Wood bei 315—316° C., nach Riemsdijk bei 320° C. und verflüchtigt sich in höherer Temperatur mit erstickenden orangerothen Dämpfen, welche beim Einathmen Kopfweh, Ekel und Brustbeschwerden hervorbringen. Spec. Gewicht des reinen Cadmiums in Stabform 8.622, als Blech 8.687 und als Folie 8.694; Härte zwischen der des Goldes und Zinnes.

Lippine in Oberschlesien.[1]) Erhitzen von Zinkstaub mit Cokesklein (auf 100 kg von ersterem 0.66 cbm von letzterem) in Muffeln mit den Fig. 243, S. 464 gezeichneten Vorlagen, wobei sich angereicherter Rauch in den an *r* angesteckten Ballons ansammelt; noch zweimaliges Chargiren nach jedesmal 12 St., Ausräumen der Rückstände nach drei Operationen, zeitweises Abstechen des Zinkes unten aus der Vorlage, Eintragen des cadmiumreichen Staubes mit Holzkohle gemengt (etwa vier Hände voll) in eine kleine cylindrische Gusseisenretorte mit blecherner Vorlage, deren Oeffnung mit einem durchlöcherten Holzpflock geschlossen ist, Erhitzen der ersteren im Schornsteine des Galmeicalcinirraumes, Chargiren alle 12 St., Ausräumen der Rückstände nach je drei Destillationen, Umschmelzen des in der Vorlage condensirten Cadmiums und Eingiessen in Sandformen zu cylindrischen Stängelchen, welche bei hinreichender Reinheit des Metalles unter dem Hammer dehnbar sein müssen (Zink macht spröde). Beispiele. Oberschlesien.

Zur Lydogniahütte wird der Zinkrauch in den Tropfenlöchern (S. 459) gesammelt. Schlesisches Cadmium enthielt nach Wagner[2]) 94.86 Cd, 4.69 Zn, 0.23 Fe bei 8.528 spec. Gew. und 368° C. Schmelzpunkt. Im Jahre 1878 sind auf schlesischen Zinkhütten 49.80 Ctr. (2490 kg) Cadmium à Ctr. zu 563 Mark producirt.

Engis[3]) (Belgien). Erhitzen von Zinkstaub und Zinkrauch mit durchschnittlich 1.5—1.6 Proc. Cadmium mit Steinkohlenpulver in 15, in einem belgischen Ofen in drei Reihen über einander liegenden gusseisernen Retorten, welche mit gusseisernen Vorlagen und Ballons (Fig. 255) versehen sind; Erfolg von 13 kg angereichertem Staub mit 6 Proc. Cadmium während 12 Stunden von 100 kg Rohmaterial; Reduction der 13 kg Staub bei schwacher Rothgluth und Erfolg von drei Sorten Cadmium im Verhältniss von 0.345 : 0.021 : 9.189 kg, von denen die erste sehr biegsam ist, auf dem Bruche Fettglanz zeigt und wie Zinn schreit, die schlechteste mit nur 40 Proc. Cadmium krystallinisch ist und beim Biegen bricht, die mittlere mit 75 Proc. Cadmium sich schwierig biegt und nicht bricht; Absetzen der Destillationsrückstände mit 0.30 Proc. Cadmium; Ausbringen 30.12 Proc. aus dem Staube; 21.17 Proc. bleiben in den Rückständen und 48.71 Proc. verflüchtigen sich. Reinigung der minderen Sorten durch fractionirte Destillation. Jährliche Production 110 kg. Engis.

2) Nasser Weg. Derselbe ist für cadmiumhaltiges Zink[4]) empfohlen, weil bei der gewöhnlichen fractionirten Destillation mit Kohle Nasser Weg.

1) Kerl, Met. 2, 737. 2) Wagner's Jahresb. 11, 195. 3) Dingl. 173, 286. 4) B. u. h. Ztg. 1862, S. 305.

der Cadmiumdampf viel Zink mit überreisst und bei grösserem Verluste mehrere Operationen nöthig macht.

Granuliren des Zinkes, Behandeln desselben mit so viel verdünnter Salzsäure, dass sich nur ein Theil Zink löst, ein anderer aufgelöstes Cadmium niederschlägt, Sättigen der Lösung mit cadmiumhaltigem Zinkstaub und Fällen von Zinkoxyd nach vorheriger Verdünnung durch Kalkmilch; Behandeln des cadmiumreichen Rückstandes mit so viel Salzsäure, dass sich etwas Cadmium löst, Ausfällen desselben durch Zinkstäbe, Trocknen der aus Blei und Cadmium bestehenden Masse und Destillation mit Kohle.

IX. ZINN.

Erze.

183. Zinnerze. Zur Zinngewinnung[1]) dient nur der Zinnstein[2]) (Stannit), SnO_2 mit 78.6 Sn und meist geringen Mengen Eisenoxyd, Manganoxyd und zuweilen Tantal- und Niobsäure, welcher entweder noch auf seiner ursprünglichen Lagerstätte (Bergzinnerz) in quarzreichen krystallinischen Schiefer- und Massengesteinen (Granit, Greisen, Porphyr, Gneis, Glimmerschiefer, Quarzporphyr, Schörlschiefer u. s. w.) auf Gängen, Lagern und Stockwerken mit Erzarten (Arsen-, Kupfer-, Schwefelkies, Wismuth, Blende, Wolfram, Molybdänglanz, Eisenstein u. s. w.) und erdigen Gebirgsarten und Fossilien (Feldspath, Speckstein, Turmalin, Chlorit, Topas, Apatit, Flussspath, Scheelspath u. s. w.) sich vorfindet (sächsisches und böhmisches Erzgebirge, Cornwall, Bretagne, Spanien, Mexico, Finnland, Vereinigte Staaten u. s. w.), oder auf secundären Lagerstätten, im Seifengebirge[3]) (Seifenzinn, Waschzinn, Zinnsand, Barilla) angetroffen wird (auf Malacca, Banca, Bilitong in Ostindien, untergeordnet in Cornwall, Bretagne, Spanien, Australien u. s. w.).

Vergleichung von Berg- und Seifenzinnerz.

Das Seifenzinnerz pflegt reiner zu sein, als das Bergzinnerz, weil beim Transport durch die Wasserfluthen Arsen- und Schwefelmetalle, sowie Metallsalze grossentheils zerstört und nur harte, specifisch schwere und durch Atmosphärilien schwer- oder unzersetzbare Stoffe zurückgeblieben sind, als Magneteisenstein, Eisenglanz, Wolfram u. s. w. Das Bergzinnerz kommt gewöhnlich fein eingesprengt vor (mit Erztheilchen imprägnirtes Gestein mit $^1/_3$—$^1/_2$ Proc. Zinn nennt man im Erzgebirge Zinnzwitter)

---

1) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur. Artikel Zinn. B. u. h. Ztg. 1878, S. 407 (Gesch.). Zinn im Alterthume, in B. u. h. Ztg. 1880, S. 365. 2) Kerl, Met. 2, 739. Muspratt, techn. Chem. 7, 1364. v. Cotta, Erzlagerstätten, Bd. 1 u. 2. Grimm, Lagerstätten, 1869. Oest. Ztschr. 1880, Nr. 4. Böhmen u. Sachsen: Cotta u. Grimm, c. l. Oest. Ztschr. 1864, Nr. 11; 1868, Nr. 26; 1880 (Reyer, Geschichte des Bergbaues). B. u. h. Ztg. 1868, S. 3; 1880, S. 245, 349. Berggeist 1872, Nr. 94; Hallwich, Geschichte der Bergstadt Graupen, Prag 1868. Jahrb. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1879, S. 1. — Cornwall: Ann. d. min. Tom. 6, Nr. 4 de 1874 (Henwood). Berggeist 1874, Nr. 34. B. u. h. Ztg. 1862, S. 144; 1875, S. 2, 417; 1880, S. 151, 323. Leoben. Jahrb. 1880, Bd. 28, S. 153. Das. auch Erklär. d. geolog. Ausdrücke (Reyer). Finnland: B. u. h. Ztg. 1871, S. 173; 1876, S. 280. Leoben. Jahrb. 1880, Bd. 28, S. 212. — Frankreich: Bullet. de la soc. géolog. de France 1861, p. 713. Chevallier, Expos. univers. de 1867, à Paris 5, 132, 672. — Nordamerika: Ann. des min. 1870, Vol. 17, p. 572. B. u. h. Ztg. 1868, S. 55; 1872, S. 390. Amer. Journ. of Mining 1868, Vol. 6, Nr. 19, 20; Vol. 11, Nr. 14 (Missouri). Engin. and Min. Journ., Newyork 1869, Vol. 8, Nr. 24; Vol. 9, Nr. 23; Vol. 11, Nr. 14 (Californien). Scientif. Press 1871, Vol. 23, Nr. 17 (Utah). Engin. and Min. Journ. 30, 173 (Winslow, Maine). — Toskana: Ann. d. min. 1 livr. de 1876 (Charlon). Dingl. 224, 653. Australien u. Tasmanien: B. u. h. Ztg. 1873, S. 55; 1874, S. 29; 1875, S. 2, 12, 24, 29 (Wolff). Eng. and Min. Journ. 1876, Vol. 22, Nr. 5. Oest. Ztschr. 1880, Nr. 4 (Reyer). — China: Oest. Ztschr. 1880, Nr. 4. — Peru: Oest. Ztschr. 1880, Nr. 4. — Doyle, tin mining in Larut, London, Spon 1879. — Spanien: Leoben. Jahrb. 1880, Bd. 28, S. 210. — Italien: Ebend. S. 212. 3) Malacca: Jagor, Singapore, Malacca, Java 1866, S. 114. Banca: B. u. h. Ztg. 1863, S. 337; 1869, S. 253; 1879, S. 169. Oest. Ztschr. 1879, Nr. 32 (Reyer). Engin. and Min. Journ. 1879, Vol. 28, Nr. 19. Malacca, Birma und Siam: Oest. Ztschr. 1879, Nr. 47 (Reyer). Cornwall: B. u. h. Ztg. 1876, S. 443.

und bedarf deshalb einer umfangreichen, sorgfältigen Aufbereitung[1]), welche durch specifisch schwere Beimengungen (Wismuth, Wolfram u. s. w.) erschwert wird, aber, allerdings auf Kosten mechanischer Metallverluste, weit fortgesetzt werden muss, weil sonst beigemengte Metallverbindungen beim Schmelzen ein sehr unreines Zinn geben würden. Mit der Aufbereitung pflegt eine Röstarbeit verbunden zu sein, um die specifisch. schwereren Arsen- und Schwefelmetalle in durch Waschprocesse leichter zu entfernende Oxyde zu verwandeln. Die Aufbereitung des Seifenzinnes[2]), dessen stumpfeckige Stücke mit faseriger Textur Holzzinnerz genannt werden, beschränkt sich auf ein Waschen in einem Wasserstrome. Aufbereitung.

184. Zinngewinnungsmethoden. Die nur auf trockenem Wege stattfindende Zinngewinnung aus Erzen beruht auf der Reduction des Zinnoxydes und der Verschlackung der erdigen und metalloxydischen Beimengungen. Dieselbe wird erschwert Trockener Weg.

a) Durch die Eigenschaften des Zinnoxydes, sich bei ziemlich hoher Temperatur zu reduciren, wobei andere Metalloxyde, die verschlackt werden sollen, sich theilweise auch reduciren und das Metall verunreinigen (Blei, Wismuth, Kupfer, Antimon, Arsen, Eisen, Wolfram, Molybdän u. s. w.) oder Eisensauen (Härtlinge) oder Ofenbrüche (Zink, Arsen u. s. w.) bilden; deshalb die Nothwendigkeit, solche Oxyde vor dem Schmelzen durch Aufbereitung, Röstung, Behandlung mit Säuren, Schmelzen mit alkalischen Substanzen u. s. w. möglichst zu entfernen. Schwierigkeiten.

b) Durch die Verschlackbarkeit des als Base und als Säure auftretenden Zinnoxydes sowohl durch Kieselsäure, als auch durch Basen (Eisenoxydul, Kalkerde).

c) Durch die Oxydirbarkeit und Flüchtigkeit des Zinnes, weshalb man dasselbe durch passende Schachtofenconstruction (Spuröfen) möglichst rasch dem Einflusse der Hitze und des Gebläses entziehen muss.

d) Durch erdige Beimengungen, welche als vorwaltend quarzig, also strengflüssig die Schlackenbildung erschweren, weshalb man es häufig vorzieht, statt eines grösseren Zusatzes von Verflüssigung herbeiführenden Zuschlägen, wodurch viel Zinnoxyd verschlackt wird, ohne alle oder mit wenig Zuschlägen eine geringere Quantität strengflüssiger, oft nur unvollkommen geschmolzener Schlacken zu bilden, welche weniger Zinnoxyd chemisch gebunden, als mechanisch eingemengte Zinnkörner enthalten, weshalb sie nochmals in einem niedrigen Ofen eingeschmolzen (Schlackentreiben) oder aufbereitet werden.

e) Durch die Anwesenheit fremder Antimon-, Arsen- und Schwefelmetalle, von gediegen Wismuth und Kupfer u. s. w., welche in der unter a) angegebenen Weise schädlich wirken können und deren Entfernung gewisse Vorbereitungsarbeiten erfordert, bevor die Schmelzung stattfindet.

Kupferreichere Erze werden wohl in gewöhnlicher Weise abgeröstet, im Flammofen auf Kupferstein verschmolzen und dieser in Sandformen abgestochen, wobei sich in den beiden ersten Formen unter dem Steine eine Verbindung von Zinn mit Eisen und Kupfer absetzt, welche fein gemahlen, einige Stunden calcinirt, bei schwacher Rothgluth in einem eisernen Gefässe mit Aetznatron behandelt, das gebildete zinnsaure Natron ausgelaugt, die Lösung mit Kalkmilch gefällt und der niedergeschlagene zinnsaure Kalk im getrockneten Zustande mit $^1/_3$ Sand und $^1/_6$ Kohle im Flammofen auf Zinn verschmolzen wird.

---

1) Ann. d. min. 1865 (Moissenet); Tom. 14, p. 209, Nr. 5 de 1878. B. u. h. Ztg. 1859, Nr. 20; 1862, S. 82, 146; 1875, S. 67. Polyt. Centr. 1875. Dingl. 163, 191. Gaetzschmann, Aufber. 2, 559, 562. 2) B. u. h. Ztg. 1876, S. 444.

Nasser Weg. Neuerdings wird zuweilen Zinn auf nassem Wege aus Weissblechschnitzeln bis zu 3—5 Proc. nach den verschiedensten Methoden[1] wieder gewonnen, deren einfachste von Künzel[2]) angegebene darin besteht, die Abfälle mit mit Salz- und Salpetersäure angesäuertem Wasser bis zur vollständigen Auflösung des Zinnes zu behandeln, das Zinn durch Zink aus der Lösung zu fällen, den ausgewaschenen Zinnschwamm in Salzsäure zu lösen und Zinnchlorür auskrystallisiren zu lassen, während die Eisenrückstände entweder auf Eisenvitriol benutzt oder zusammengeschweisst oder im Cupolofen zugesetzt werden.

Zinnproduction. Die Zinnproduction[3]) war im Jahre 1874 folgende: Grossbritannien 9767 (im Jahre 1870—1878 durchschnittlich 9800), Oesterreich 160, Deutschland 57 t; die Provinz Queensland in Südaustralien erzeugte an metallischem Zinn und Zinnerz mit 70 Proc. Gehalt mehr als 6000 und Neusüdwales 7000—8000 t; Banka 4400 t, Bilitong 3600 t, Malacca 4700 t. Die grossen Productionen von Queensland und Neusüdwales haben ein Sinken der Zinnpreise herbeigeführt.

185. Vorbereitungsarbeiten. Diese können folgende sein:

Röstung. 1) Röstung, verbunden mit einem Verwaschen. Die behufs leichterer Zerkleinerung zuweilen in Haufen mit Holz, Braun- oder Steinkohlen mürbe gebrannten Erze[4]) (Altenberger Zinnzwitter) werden nach der mechanischen Aufbereitung (S. 493), durch welche sich specifisch schwerere Mineralien (Schwefel- und Arsenmetalle, Wolfram, gediegen Kupfer und Wismuth u. s. w.) theilweise entfernen lassen, einer Röstung unterworfen, um Schwefel und Arsen wohl unter Zusatz von kohlehaltigen Substanzen zu verflüchtigen, welches letztere als arsenige Säure nebenbei gewonnen werden kann (Sachsen, Cornwall), und die an erstere gebundenen Metalle in Oxyde überzuführen, welche sich durch nachfolgende Schlämmarbeiten auf Schlämmgräben und Kehrherden dann grossentheils beseitigen lassen. Es erfolgen dabei Schliege mit 50—75 Proc. Zinn zum Verschmelzen (cornisches Black tin im Gegensatz zu White tin, Zinnmetall). Bei Vorhandensein von Kupferkies laugt man das ohne Zusatz reducirender Agentien erhaltene Röstgut vor dem Schlämmen wohl in Fässern mit Wasser aus und fällt aus der Kupfervitriol enthaltenden Lösung durch Eisen Cementkupfer (Levant- und Botallakmine in Cornwall) oder durch Soda Kupferoxydhydrat (Redruth).

Der Zinnstein verändert sich bei der Röstung nicht; anwesender Schwefel führt eine geringe Menge (in Cornwall etwa $^1/_2$ Proc.) Zinn in Zinnsulfat über, welches bei der Aufbereitung verloren geht, da man dasselbe selten durch Salzsäure vorher auszieht; auch im Flugstaube findet sich Zinn. Am leichtesten rösten Schwefelkies enthaltende Erze, schwieriger solche mit einem Gehalte an Kupfer- und Arsenkies. Eine Sinterknotenbildung ist beim Rösten zu vermeiden. Wolfram bleibt beim Rösten unverändert und beim Verwaschen grossentheils beim Zinnstein. Selten kommt eine chlorirende Röstung in Anwendung. Mitchell röstet zur Entfernung eines Arsengehaltes Zinnstein mit $^1/_8$—$^1/_4$ Kochsalz 3—4 St. bei anfangender Rothgluth, extrahirt die Masse mit Wasser und verschmilzt den Rückstand auf Zinn.

Röstöfen. Die Röstung kann in Handkrählöfen oder in mechanisch wirkenden Röstöfen geschehen, welche zur Auffangung der arsenigen Säure mit einem Systeme im Zickzack hin- und hergehender Canäle (Fig. 266) oder mit Giftthürmen, mehretagigen durch Scheidewände getrennten

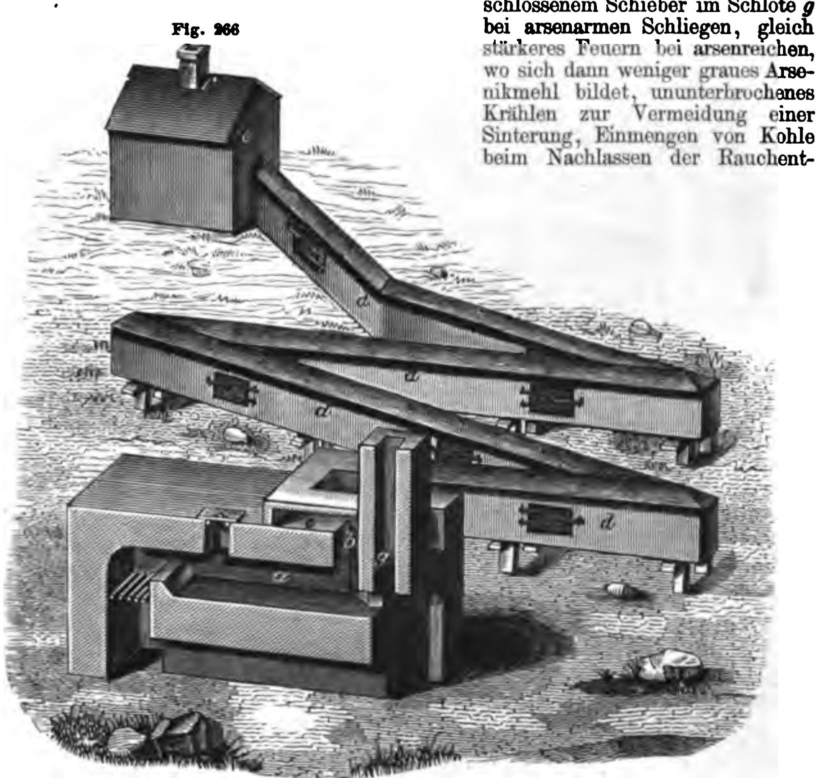
1) Muspratt's Chemie 7, 1437. Dingl. 231, 284. B. u. h. Ztg. 1881, S. 15. 2) B. u. h. Ztg. 1874, S. 57. 3) Wagner's Jahresber. 1876, S. 275. Engin. and Min. Journ. Newyork 1880, Vol. 29, No. 17. 4) Plattner's Röstprocesse S. 223.

Gebäuden, in Verbindung stehen. Bei Schwefel- und Kupferkies enthaltenden Erzen genügt eine Röstung, bei Arsenkies kann dieselbe nach vorherigem Verwaschen des ersten Röstgutes mehrmals wiederholt werden (Cornwall). Mechanische Oefen, wohl 8 bis 10 mal so theuer, als Krählöfen, ersparen an Rösterlöhnen und geben ein gleichmässiger geröstetes Product bei weniger Flugstaub und weniger Sinterknoten.

Beispiele. Handkrählöfen.

Handkrählöfen. Sachsen (Fig. 266). Chargiren von 600—750 kg Schlieg durch eine Oeffnung im Herdgewölbe, anfangs gelindes Feuern bei theilweise verschlossenem Schieber im Schlote *g* bei arsenarmen Schliegen, gleich stärkeres Feuern bei arsenreichen, wo sich dann weniger graues Arsenikmehl bildet, ununterbrochenes Krählen zur Vermeidung einer Sinterung, Einmengen von Kohle beim Nachlassen der Rauchentwickelung, nachdem der Fuchs *b* mit Schieber geschlossen; Röstdauer bei wenig Arsenkies 6—8, bei mehr bis 24 St.

Fig. 266



Graupen in Böhmen. Man röstet nur zeitweilig bei kiesigen oder wismuthhaltigen Erzen und gewinnt dann Kupfer und Wismuth nebenbei.

Par (Cornwall). Elliptischer Ofenherd von 2.2 m Länge, an der Feuerbrücke 1.26 m, in der Mitte 1.57 m, an der Arbeitsöffnung 0.47 m breit, 0.26 m breiter Rost 0.29 m unter der Feuerbrücke, Ofengewölbe an letzterer 0.21 m, in der Mitte 0.42 m, an den Seiten 0.26 m über dem Herde. Rauchcondensationscanal von 2 m Höhe, 2.5 m Weite und mehreren 100 m Länge mit rechts und links hervortretenden Scheidewänden. Chargiren von 500 kg alle 20—30 Min., Krählen unter Bildung von mehreren Häufchen quer und längs des Herdes, Röstdauer 12 St. bei 130 kg Kohlenverbrauch; nöthigenfalls nochmaliges Rösten nach vorherigem Verwaschen des ersten Röstgutes während 8—10 St. mit 90—110 kg Kohlen. Ausräumen der arsenigen Säure alle 1—2 Monate.

Fig. 266. *a* birnförmig gestalteter Herd, am Roste 3 m, in der Mitte 3.4 m, am Fuchse 1.3 m breit und 4.05 m lang. Rost 0.7 m breit. *g* Schutzesse 0.5 m weit, durch

einen Schieber verschliessbar, über der 0.32 m hohen und 1.30 m weiten **Arbeitsöffnung**; Gewölbe am Roste 0.47—0.63 m über dem Herde. *b* Fuchs, in *c* und von da in die Condensationscanäle *d* und die Giftkammer *e* mit Schornstein *f* mündend, zur Auffangung der arsenigen Säure. Neuerdings führt ein zwischen zwei Oefen liegender Canal von 1 m Höhe die flüchtigen Röstproducte in einen Giftthurm von 6 m Länge und Breite, durch Scheidewände in 1.2 m weite Kammern getheilt.

Treleighwood. Rösten von 1 t Erz mit 150 kg Kohlen im Ofen mit 4eckigem Herde von 2.40 m Seitenlänge und 0.75 m Seitenlänge der Feuerungsräume.

Mechan. Röstofen. Brunton's mechanischer Röstofen mit rotirendem Herde (Fig. 267, 268). Charge von 100—150 kg Schlieg alle 1 oder $1^1/_2$ St., in 24 St. beim ersten Rösten 2030 kg und beim zweiten 3045 kg Schlieg; Kohlenverbrauch von 1449 kg pro 1015 kg Blacktin.

Fig. 267.

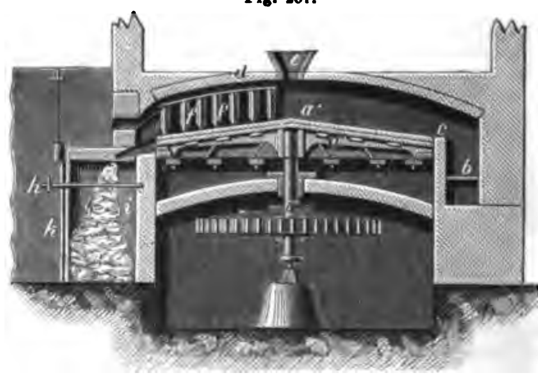


Fig. 268.

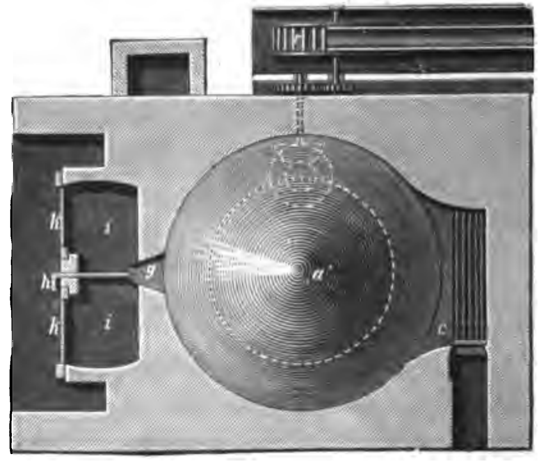


Fig. 267, 268. *a* gusseisernes konisches Rad von 3.77 m Durchmesser und $^1/_{16}$ Neigung, auf dessen Speichen 4 concentrische Ringe liegen und darauf der Herd *a'* aufgemauert ist. *w* Umtriebswelle, von einem 1.88 m hohen und 2.51 m breiten Wasserrade *r* bewegt, welches 10 Umgänge pro Min. macht, der Herd nur 1 Umgang. *b* Feuerungsraum, 0.39 m breit und 1.88 m lang, Rost 0.29 m unter der Feuerbrücke *c*. *d* Herdgewölbe in 0.26 m Abstand vom Herde mit Chargiröffnung *e*. *f* 0.08 m lange Zähne am schiefstehenden rechenartigen Krähl. *g* Austrageöffnung, durch eine Klappe *h* abwechselnd mit 2 Kammern *i* in Verbindung gesetzt zur Aufnahme des Röstgutes. *k* Schieber zum Ausräumen des Röstgutes.

Beseitigung des Wolframs. 2) Schmelzen mit alkalischen Zuschlägen zur Entfernung des Wolframs. Der weder durch Waschen, noch durch Röstung wegzuschaffende Wolfram, welcher sich durch Handscheidung nicht hat entfernen lassen, wird zuweilen nach Oxland's Verfahren[1]) durch Schmelzen des Erzes mit Soda entfernt, wobei sich durch Wasser auszulaugendes und anderweitig zu nutzendes wolframsaures Natron bildet. Drakewell[2]) wendet statt Soda das billigere, aber eine schwierigere Arbeit veranlassende Glaubersalz im Gemenge mit Kohle an; beim chlorirenden Rösten mit Kochsalz bildet sich nach

1) B. u. h. Ztg. 1852, S. 702; 1862, S. 294. Dingl. 192, 47. 2) B. u. h. Ztg. 1859, S. 213; 1860, S. 325; 1862, S. 294.

Mitchell bei Anwesenheit von Kupferkies neben wolframsaurem Natron in Wasser lösliches Kupferchlorid und Antimon und Wismuth werden verflüchtigt. Glaubersalz veranlasst weniger als Soda einen Zinnverlust durch in Wasser lösliches zinnsaures Natron. Zur Ermittelung der erforderlichen Mengen alkalischer Zuschläge müssen analytische Untersuchungen oder Versuche im Kleinen angestellt werden. Das Wolfram geht beim Zinnerzschmelzen theils in die Schlacke, theils reducirt sich die Wolframsäure und das Zinn wird wolframhaltig.

Beispiele. Cornwall.

Cornwall.[1]) Chargiren von 508 kg Zinnschlieg auf die eiserne Pfanne des stark erhitzten Ofenherdes (Fig. 269), Ausbreiten der erforderlichen Menge Soda (1 Aeq. auf 1 Aeq. Wolframsäure) darüber, Durchschaufeln der Masse, Einmengen von Kohle an der Fuchsseite zur Erzielung einer gleichmässigen Temperatur, Wiederholen desselben alle $^1/_2$ St. unter $^1/_4$stündigem Umrühren der etwa 4 St. in Dunkelrothgluth zu erhaltenden Masse, Auslaugen der nicht breiartig erscheinenden Masse noch heiss in Auslaugesümpfen. Tägliches Durchsetzquantum 3045 kg Erz mit 508 kg Steinkohlen. Bei Glaubersalz: Erhitzen des Gemenges von Erz, Glaubersalz und Kohle bei qualmiger Flamme zur Zerlegung der Schwefelsäure, dann bei oxydirender Flamme zur Bildung von wolframsaurem Natron; Behandlung von 1829 kg Schlieg in 4 Chargen mit 4060—5075 kg Steinkohlen in 24 St. Wegen grosser Zinnverluste ist das Verfahren in England neuerdings aufgegeben und begnügt man sich mit einer möglichsten Entfernung des Wolframs durch Handscheidung.

Fig. 269.

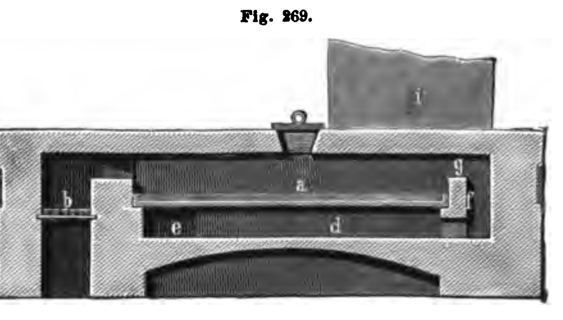


Fig. 269. *a* Gusseisenpfanne, 78 mm dick und von 1500 kg Gewicht. *b* Rost. *g* Fuchsbrücke. *f* Fuchs zur Ableitung der Flamme unter dem Herde bei *d* durch nach *e* zur Esse *i*.

Zinnwald.

Zinnwald. Rösten von 200—250 kg Erz mit Kochsalz im Flammofen während 8 St. mit 5675 kg Steinkohlen, Auslaugen des wolframsauren Natrons und Kupferchlorids, Fällen des Kupfers durch Eisen und der Wolframsäure durch Chlorcalcium, Schlämmen des ausgelaugten Erzes.

Extraction mit Säure.

3) Behandlung des gerösteten Zinnschlieges mit Chlorwasserstoffsäure.[2]) Durch das Rösten und Schlämmen lassen sich die schädlichen Metalloxyde nicht vollständig entfernen und es kann deshalb zur Erzielung eines von Eisen, Kupfer und namentlich Wismuth freien Zinnes eine Ausziehung der Oxyde mit Salzsäure sich empfehlen. Wolfram wird von letzterer nicht angegriffen. Gediegen Kupfer hat man wohl mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt ausgezogen.[3])

Beispiel. Sachsen.

Sachsen. Umrühren des gerösteten und befeuchteten Erzes mit 6 Proc. des Erzgewichts roher Salzsäure während mehrerer Stunden, Auslaugen mit Wasser, Ausfällen des Wismuths als basisches Chlorwismuth aus der Lösung und Reduction desselben zu metallischem Wismuth. Der Gehalt an fremden Stoffen ist im sächsischen Zinn durch diesen Process von $^9/_{10}$ auf $^1/_{10}$ herabgegangen. — In Cornwall ist dieses Reinigungsverfahren nicht allgemeiner in Anwendung gekommen, wird aber in England für australisches Zinn durch mehrmaliges Schmelzen mit Soda ausgeführt.

---

1) Preuss. Ztschr. 1862, Bd. 10, S. 165. 2) B. u. h. Ztg. 1844, S. 656; 1852, S. 342, 702; 1862, S. 147, 263. 3) B. u. h. Ztg. 1862, S. 263.

Schmelzmethoden. **186. Verschmelzen der gereinigten Zinnerze.** Dieses geschieht entweder in Schacht- oder Flammöfen.

Anwendbarkeit. 1) Flammofenbetrieb. Derselbe empfiehlt sich in erster Linie bei Vorhandensein guter billiger Steinkohlen (England) und gestattet dann dem Schachtofenbetriebe gegenüber eine grössere Production, ein besseres Ausbringen wegen minderer Oxydation des Zinnes, als durch ein Gebläse, und weil eine anhaltendere hohe Temperatur ein vollständigeres Absetzen mechanisch eingemengter Zinnkörner zulässt, als das kurze Verweilen der geschmolzenen Massen im Herde des Schachtofens; ferner ist der Flammofenprocess übersichtlicher, liefert aber bei unreinen Erzen ein minder reines Zinn als der Schachtofen, in welchem bei Zutritt der Gebläseluft Arsen, Wismuth u. s. w. sich vollständigar verflüchtigen. Im Schachtofen erzeugen sich mehr Schlacken, als im Flammofen. Nach Zirkel[1]) verbraucht man beim Flammofenbetriebe auf 1 Zinn $1^3/_4$ Kohlen bei 5 Proc. Erzverlust, im Schachtofen 3 Thle. Kohlen bei 15 Proc. Erzverlust. Als Hauptzuschlag in letzterem giebt man Reductionsmittel, auch wohl geringe Mengen gelöschten Kalk und Flussspath wegen der vorwaltend quarzigen Beschaffenheit der Erze.

Fig. 270.

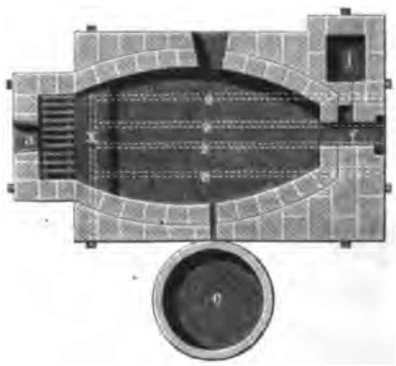
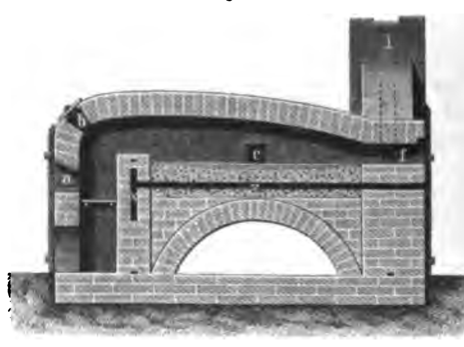


Fig. 271.



Beispiele. Cornwall. Cornwall.[2]) Erze von 2 Proc. auf 60—75 Proc., durchschnittlich 73 Proc. angereichert durch mechanische Aufbereitung, Röstung in gewöhnlichen und rotirenden Oefen (S. 496), Verwaschen und zuweilen Verschmelzen mit alkalischen Zuschlägen (S. 497). Eintragen von Chargen von 762—1016 kg angefeuchtetem Schlieg, mit $^1/_4$—$^1/_5$ magerem Steinkohlenklein oder Anthracit und etwas gelöschtem Kalk und Flussspath gemengt, in den Flammofen (Fig. 270, 271); Steigerung der Hitze während 6 bis 8 St. bis zur höchsten Temperatur bei geschlossenen Arbeitsthüren. Umrühren des Bades durchs Schlackenloch, nochmaliges Feuern bei wieder geschlossener Thür vor demselben, Aufstreuen von Kohlenklein auf die dünnflüssige Schlacke, Abziehen und Separiren derselben in 3 Sorten (etwa $^3/_4$ davon absetzbar, die zweite Partie mit etwa 5 Proc. Zinn zur Aufbereitung und Verschmelzung des Concentrirten (Prillons) auf Schlackenzinn; dritte reichste Sorte vom Abziehen vom Metallbade vor dem Abstechen wird beim Beginn einer Charge zugesetzt), Abstechen des Zinnes, Abziehen der Krätze und Eingiessen des Zinnes in gusseiserne Formen zu 25.5—50 kg schweren Blöcken, die noch durch Saigern und

1) Preuss. Ztschr. 9, 256. 2) Kerl, Met. 2, 777. Engineering 1873, Nr. 397.

Polen raffinirt werden, oder gleich Einschöpfen des flüssigen Zinnes in den Polkessel; Erfolg von 100 kg Schlieg: 60 kg Zinn mit 110—120 kg Steinkohlen; Production in 12 St. 360—400 kg Zinn; Zinnschlieg mit 73 Proc. Zinn giebt 66.5 Proc. Ausbringen, also 6.5 Proc. Schmelzverlust. Production im Jahre 1875 an 9614 t Zinn im Werthe von 17 325 320 M.

Graupen.

Graupen. Der wegen nicht grosser Erzförderung in einem kleinen Versuchs-Flammofen ausgeführte Betrieb zeigte sich nicht recht rentabel und gab zu reiche Schlacken, weshalb man wieder zum Schachtofenbetrieb übergegangen ist.

Südaustralien.

Südaustralien (Sidney, Brisbane). Verschmelzen von Erzen mit 69—70 Proc. Zinn mit einheimischen Kohlen, deren Aschengehalt der Schlackenbildung wegen leichtschmelzig sein muss. Nachdem eine Charge von 1 t Erz 12 St. im Ofen erhitzt, sticht man in eiserne Kessel ab, pocht und schlämmt die abgehobene Schlacke und raffinirt das Zinn durch wiederholtes Umschmelzen mit Soda zur Entfernung des Wolframs, welches das sonst reine australische Zinn weniger werthvoll macht, als das Banca- und englische Zinn.

Fig. 270, 271. *a* Schürloch. *b* Oeffnung, welche nur beim Chargiren geöffnet ist bei geschlossenem Essenschieber zur Verminderung des Stäubens. *c* Chargiröffnung, 0.21 m im Qu., zu dem 1.41 m langen, in der Mitte 1.02 m, an der Feuerbrücke 0.73 m und an der Fuchsseite 0.37 m breiten Herde führend. Rost 0.26 m breit, 0.52 m lang, 0.24 m unter der 0.16 m breiten Fuchsbrücke, zu welcher Luftcanäle *x x* führen. *f* Schlackenloch, 0.16 m breit, 0.13 m hoch und 0.47 m lang. *l* Esse von 12.6—15.7 m Höhe und 0.26 m im Qu., zu welcher ein 0.37 m langer und 0.1 m breiter und hoher Fuchs führt. *e* Stechherd, 0.47 m weit.

Schachtofenbetrieb.

2) Schachtofenbetrieb. Derselbe wird mit verkohltem Brennmateriale bei den oben angegebenen Vor- und Nachtheilen gegen den Flammofenbetrieb durchgeführt. Die Zuschläge beschränken sich hauptsächlich auf Auflockerungsmittel für die Schliege in Gestalt von Schlacken derselben Arbeit und wohl von zinnhaltigen Krätzen. Die Schmelzbarkeit begünstigenden Eisenfrischschlacken würden Zinnoxyd verschlacken und ein eisenreiches Zinn, sowie Eisensauen geben. Die Schmelzöfen sind zur Erzeugung einer hinreichend hohen Temperatur verhältnissmässig eng und in der Formgegend wohl etwas zusammengezogen, zur Verminderung der Eisenreduction nicht sehr hoch, in Sachsen 1.88—2.82 m, auf Banca 1.26—2.92 m, und als Spuröfen mit offenem Auge (Fig. 272, 273) zugemacht, bei welchen das Zinn rasch dem Einflusse der Gebläseluft entzogen und bei dem schnellen Abflusse der Schmelzmassen dem Absetzen von Eisensauen auf der Herdsohle entgegen gewirkt wird. Bei der Neigung der Brandmauer gehen die Sätze langsamer und regelmässiger vor der Form nieder, was die Reduction begünstigt.

Beispiele. Sachsen.

Sachsen (Altenberg, Zinnwald). Chargiren der von 1/3—1/2 Proc. auf 50—60 Proc. Zinn durch Aufbereitung, Rösten, Verwaschen und Behandeln mit Salzsäure concentrirten und angefeuchteten Erze, nachdem zu 1 Schicht für 12—16 St. beschickt sind: 900 kg Schlieg mit 25—50 Proc. Schliegschlacken, 6—12 kg Gekrätz und 40—50 kg verwaschenen Schmelzrückständen, Abstechen des Zinnes aus dem Vorherde *i* in den Stechherd *n* alle 8—12 St. oder continuirliches Ablaufenlassen des reinen Zinnes von dem unreineren durch eine kleine Oeffnung im Stiche (bei längerem Verbleiben im Vorherde scheiden sich in der Spur und im Vorherde eisenreiche Ansätze, Härtlinge, Hartbrüche, ab); bei gutem Ofengange gelbe Farbe der vor der Form wahrzunehmenden Kohlen, rothe Farbe des regelmässig ausfliessenden Zinnes und ruhiges Hervortreten eines hellblauen Dampfes; bei zu hohem Satze dunkler und dicker Dampf; bei zu hoher Temperatur Kohlen und Zinn weissglühend; Abfluss der Schlacken in den Wassersumpf *s* und wenn zinnreich, Zuschlagen derselben beim Erzschmelzen oder hinter dem Erzschmelzen her mit Krätz und Schliegabfällen im Erzofen zum Verschmelzen auf Schlackenzinn; Verschmelzen in 24 St. von 1600 kg Schlieg und 800 kg Schlacken mit 5.8 cbm Kohlen, Zinnverlust 13 bis

15 Proc., wovon 8—9 Proc. verflüchtigt werden. — Aehnlicher Process in Schlaggenwald[1]) in Böhmen.

Graupen.

Graupen.[2]) Zubrennen der 1.6—6.6 Proc. Zinnstein und 1.3—4 Proc. Zinn enthaltenden Zinnzwitter in freien Haufen, Zerkleinern, Rösten, nöthigenfalls Behandeln mit Salzsäure, Auslaugen, Fällen von basischem Chlorwismuth aus der Lauge, dann von Cementkupfer durch Eisen, Verschmelzen des gereinigten Erzes in Schachtöfen mit Holzkohle auf Zinn mit 99.88 Proc. Sn nebst Spuren von Eisen und Blei (ohne Bi, Cu, Sb, As, S); jährliche Production 25 000—30 000 kg. Der Flammofenbetrieb (S. 499) ist dem Schachtofenbetriebe wieder gewichen und erzeugt man neuerdings auch durch Tiegelschmelzen in einer Art Messingschmelzofen Lagermetall, Phosphorlagermetall, Phosphorhartmetall, Phosphorzinn und Phosphorkupfer zur Darstellung von Phosphorbronze, Phosphorantimon und Phosphorantimonbronze.

Fig. 272.

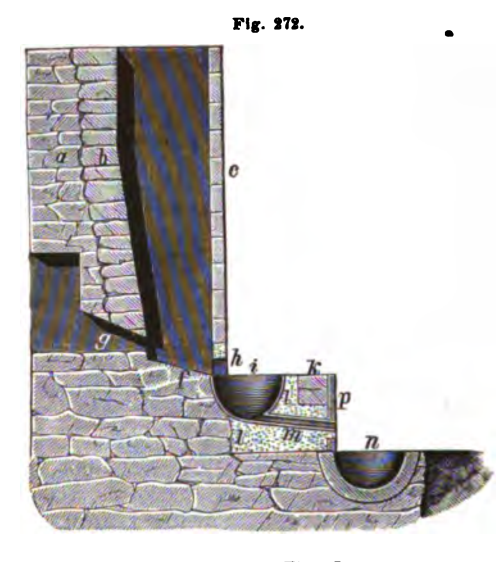


Fig. 273.

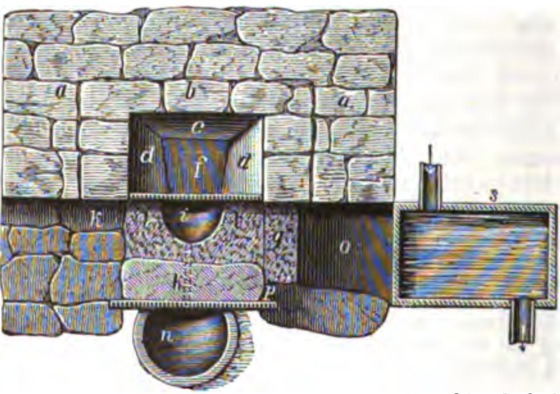


Fig. 270, 271. *a* Rauhgemäuer aus Granit oder Gneis. *b* Kernschacht aus Granit, 2.83 m hoch, oben vorn und hinten 0.96 m weit und 0.62 m tief, unten vorn 0.58, hinten 0.48 m weit und 0.48 m tief. *c* Vorwand. *d* Futtermauern. *e* Brandmauer. *f* Ofensohle, eine 0.34 bis 0.39 m dicke und 26° geneigte Granitplatte mit oder ohne Ueberzug von schwerem Gestübbe. *g* Form mit 2 Düsen. *h* Auge in Lehm ausgeschnitten 0.10 m hoch, 0.05 m unten und 0.03 m oben weit. *i* Vortiegel 0.38 m tief und 0.5 m weit, ein aus Granitplatten *k* und Gestübbe *l* gebildeter Vorherd. *m* Stichcanal von 0.09 m Weite mit 0.12 m weiter Oeffnung in der Eisenplatte *p*. *n* Stechherd, 0.5 m weit und 0.4 m tief aus mit Lehm überzogenem Granit und mit Kohlen gefüllt oder aus Gusseisen hergestellt, mit Feuerung darunter. *q* Schlackentrifft und *o* geneigte Eisenplatte zum Abfluss der Schlacken ins Wasserbassin *s*, wo dieselben behufs der Aufbereitung abgeschreckt werden. Ueber dem Ofen befinden sich Flugstaubkammern.

Banca.

Banca.[3]) Rösten des gewaschenen Erzes im Flammofen, Auslaugen von Eisen- und Kupfersulfat durch Wasser, Trocknen des Erzes an der Luft, Verschmelzen mit Kohle in 2.8 m hohen prismatischen 3förmigen Vlanderen'schen oder Spuröfen, Eisencylindern mit Thon ausgefüttert, continuirliches Abfliessen von Zinn und Schlacke

1) Preuss. Ztschr. 10, 165. 2) Berggeist 1871, S. 605. B. u. h. Ztg. 184, S. 236. 3) Scientific Press, San Francisco 1872, Vol. 25, Nr. 12. B. u. h. Ztg. 1863, S. 337; 1869, S. 253; 1873, S. 81, 423, 447; 1875, S. 193, 454; 1879, S. 163; 1880, S. 95. Journ. of the Indian Archipelago 1854, p. 112.

in den Vorherd, Abnehmen der Schlacke, Abstechen des Zinnes in einen zweiten Herd, Polen mit Holzstangen. Umschmelzen der granulirten Schlacken mit Kalk; beim Erzschmelzen Chargen von 25 kg Beschickung auf 30—32 kg Kohlen alle Viertelstunde, beim Schlackenschmelzen 50—54 kg Beschickung; Zinnausbringen um 3 Proc. grösser als nach der alten chinesischen Methode in Gebläseherden.

187. Weitere Verarbeitung der Zinnhüttenproducte. Die Producte vom Verschmelzen der Zinnerze in Flamm- und Schachtöfen können auf nachstehende Weise weiter behandelt werden: Producte.

1) Erz-, Werk- oder Steinzinn. Dasselbe enthält mehr oder weniger von den metallischen Verunreinigungen des Erzes, welche auf das Zinn schädlich wirken, namentlich Weichheit (Eisen, Antimon, Arsen, Kupfer) und Geschmeidigkeit (spröde Metalle, wie Arsen, Antimon u. s. w.) vermindern, die fast silberweisse Farbe ins Bläuliche und Graue ziehen (Blei, Eisen, Kupfer) und den Glanz schwächen (Eisen, Arsen u. s. w.). Werkzinn.

Zu den reinsten Sorten gehören die ostindischen (Malacca, Banca, Biliton), welche meist nur Spuren von Eisen und Schwefel und kein Kupfer, Arsen und Blei enthalten. Denselben nahe kommt das feinste englische Blockzinn (refined block tin), während das gewöhnliche Blockzinn (common tin) an 0.014 Proc. fremde Metalle, darunter 0.012 Proc. Kupfer und mehr enthält. Das englische Stangenzinn hält nur eine geringe Menge Blei, Lammzinn eine deutliche Spur. Nach Deutschland kommen nur die besseren englischen Zinnsorten, so das Lammzinn in 15—20 kg schweren Barren und das gewöhnliche oder Bancazinn in 30—35 kg schweren Blöcken.[1] Sächsisches und böhmisches Zinn steht den vorhergehenden Sorten nach, ist aber durch die neuere Behandlung mit Salzsäure (S. 497) wismuthfreier geworden, indem dasselbe nur noch 0.1 Proc. Wismuth enthält. Peruanisches Zinn gleicht theilweise den schlechteren englischen Zinnsorten, theils enthält dasselbe aber mehr Blei, Arsen und Wolfram. Australisches Zinn ist gewöhnlich wolframhaltig, sonst rein. Zinnsorten des Handels.

Eisen, wenigstens spurenweise in allen Zinnsorten enthalten, vermindert bei 0.5 Proc. schon deren Glanz und Farbe; bei 1 Proc. nehmen Weichheit und Glätte sehr ab, das Metall wird brüchig bei dunkler matter Farbe und kann bei längerem Liegen Rostflecke zeigen. Kupfer macht das Zinn bei 1—1½ Proc. härter und weniger geschmeidig, ohne den Glanz zu verändern, welcher aber bei steigendem Gehalte unter Zunahme der Sprödigkeit leidet. Antimon und Wismuth erzeugen bei 0.5 Proc. ohne Veränderung des Glanzes Sprödigkeit und krystallinische Beschaffenheit, während Blei bei 1 Proc. auf Farbe und Glanz nachtheilig wirkt und das Zinn weicher macht. Arsen zeigt bei 0.5 Proc. seinen Einfluss auf Farbe und Glanz schon deutlich, bei über 1 Proc. wird das Zinn leichter, weissfleckig, matt und allmählich dunkler. Wolfram und Molybdän in grösserer Menge beeinträchtigen weniger Festigkeit und Glanz, als die Schmelzbarkeit, während Zink das Metall härter, spröder und weisser, Schwefel dasselbe brüchig macht. Beim Umschmelzen des Zinnes aufgenommenes Zinnoxyd[2]) mindert Farbe und Glanz. Quecksilber, in manchen ostindischen Zinnen, macht dieselben krieselig und erschwert deren Legirung mit anderen Metallen. Verunreinigungen.

Das reine Zinn von fast silberweisser Farbe und starkem Glanze ist schon bei gewöhnlicher Temperatur sehr weich, mit dem Fingernagel eben noch ritzbar, wird bei 100° C. noch geschmeidiger, nahe vor dem Schmelzen, etwa bis zu 200° C. erhitzt, aber so spröde, dass dasselbe unter Hammerschlägen oder beim Fallen aus grösserer Höhe auf eine Unterlage zu Körnern zerfällt (Darstellung von Körnerzinn). Bei grosser Kälte[3]), z. B. bei —30 bis 38° C., wird das in Blöcken ge- Eigenschaften des reinen Zinnes.

1) Ztschr. des Ver. deutsch. Ing. 8, 357. 2) Oest. Ztschr. 1878, S. 169 (Bestimm.) 3) Dingl. 191, 171; 195, 92; 196, 369. B. u. h. Ztg. 1875, S. 443; 1879, S. 218. Wagn. Jahresber. 1873, S. 206; 1878, S. 245. Deutsche Ind.-Ztg. 1872, S. 468. Journ. f. prakt. Chemie 19, 322. Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1871, S. 724. Muspratt's Chem. 7, 1415.

gossene Zinn krystallinisch, spröde und zerfällt bei längerer Einwirkung der Kälte zu einem grauen Pulver, indem die gebildeten Krystalle in Folge ungleichmässiger Abkühlung eine bedeutende Spannung erhalten. In Stangen gegossenes und gewalztes Zinn verändert sich in der Kälte nicht.[1])

Nach Rammelsberg erscheint das Zinn in drei Modificationen: als graues von 5.8 spec. Gew., als viergliedriges krystallinisches von 7 spec. Gew. (durch galvanische Fällung erhalten) und als geschmolzenes von 7.3 spec. Gew. Die erste Modification geht beim Erwärmen auf etwa 200° in die zweite und zuweilen unter nicht bekannten Umständen in die dritte Modification über; die zweite wird weder durch Kälte, noch durch Wärme verändert und die dritte lässt sich durch Abkühlen unter 0° in die erste überführen. Aber es wird nicht jedes Zinn durch die Kälte verändert.

Das Zinn schmilzt bei 228° C. und bedeckt sich rasch mit einer grauen Haut (Zinnasche, Zinnkrätze), einem Gemenge von Zinnoxyd und Metall oder Zinnoxydul und Oxyd, welches bei fortgesetzter Erhitzung und Einwirkung der Luft in weisses Oxyd (Zinnasche) übergeht. In der Weissglühhitze verdampft das Zinn und brennt mit weisser Flamme. Zu heiss in Formen gegossen, wird das Zinn rothbrüchig, während das bis zu einer matten Oberfläche abgekühlte nach dem Ausgiessen kaltbrüchig erscheint. Die Eigenschaft, in Folge krystallinischer Beschaffenheit beim Biegen zu knistern (zu schreien), geht durch wiederholtes Umschmelzen und Walzen verloren. Spec. Gew. 7.28—7.29. Reines Zinn zeigt beim Eingiessen in die Rinnen einer Steinform nach dem Erkalten eine glatte glänzende Oberfläche; krystallinische Beschaffenheit derselben deutet auf Verunreinigungen.

Reinigungsmethoden. Zur Raffination des Werkzinnes dienen:

Englisches Verfahren. a) Das englische Verfahren des Saigerns und Polens.[2]) Die reineren Sorten werden direct dem Polen unterworfen, unreinere vorher gesaigert.

Einschmelzen von 6598 kg nahe der Feuerbrücke eines dem Erzofen ähnlichen, nur mit längerem Herde versehenen Flammofens aufgesetzten Blöcken bei niedriger Temperatur, bis der das aussaigernde Metall aufnehmende Läuterkessel gefüllt ist, während strengflüssige Metalle (Eisen, Wolfram, Kupfer u. s. w.) zurückbleiben; Flüssigfeuern, Ablaufen- und Absetzenlassen der letzteren in einem kleinen Kessel, wobei in der oberen Schicht noch abzusaigerndes Schlackenzinn und ein spröder, krystallinischer eisenreicher Bodensatz (Saigerdörner) erfolgt, den man nebst dem Rückstande aus dem Flammofen absetzt oder nochmals mit den aufbereiteten Schlacken verschmilzt. Polen des Saigerzinnes im Läuterkessel (5075—6090 kg) durch Eintauchen eines in ein Gerüst gespannten grünen Holzblockes oder von nassen Kohlen, wobei unter fortwährender Erneuerung der Oberfläche der aufsprudelnden Masse fremde Bestandtheile sich oxydiren, bis nach Abzug der Krätzen (Poldreck) die Oberfläche rein und glänzend erscheint; Stehenlassen des Bades, wobei sich specifisch schwerere Metalle, namentlich Eisen und Kupfer, zu Boden setzen, Abnehmen des Poldreckes, separirtes Ausschöpfen der oberen reinsten Schicht (refined block tin), der mittleren Schicht (common tin) und des unreinen Bodensatzes, welcher beim nächsten Saigern wieder zugesetzt wird. Dauer des Saigerns von 6598 kg 20 Min. mit etwa 25 kg Steinkohlen, des Raffinirens 5—7 St., nämlich 1 St. das Füllen des Kessels, 3—5 St. das Polen und 1 St. das Setzenlassen und Auskellen. Erhitzen des in eiserne Formen gethanen Poldreckes mit magerer Steinkohle gemengt im Flammofen unter Zurücklassen einer schwarzen, schön geschmolzenen Schlacke mit $^1/_2$ Proc. Zinnoxyd, Ausklauben der darin enthaltenen Metallkörner, Absetzenlassen des ausgeschmolzenen Zinnes und Abschöpfen der oberen reinen Schicht von einer unteren

1) Dingl. 191, 171; 195, 52. B. u. h. Ztg. 1869, S. 42; 1870, S. 208. 2) Leoben. Jahrb. 1880, Bd. 28, S. 200.

speiseartigen, welche nochmals gesaigert und das erfolgende Zinn gepolt wird. Darstellung der reinsten Zinnsorte (Körnerzinn, grain tin) mit nur $^1/_{10000}$ Eisen durch Erhitzen der reinsten Blöcke bis zu einer Temperatur, bei welcher das Metall brüchig wird (S. 501), Herabfallenlassen desselben von beträchtlicher Höhe auf flache Steine, wobei dasselbe in kleine rundliche Stücke zerfällt.

b) Das deutsche Saigerverfahren (Pauschen, Flössen). Dieses in Sachsen und Böhmen übliche Verfahren wird gleich mit dem flüssigen Zinne aus dem Stechherde des Schmelzofens vorgenommen und liefert bei geringerem Zeit- und Brennmaterialaufwande ein arsenfreieres Product. Deutsches Verfahren.

Ausgiessen des flüssigen Zinnes aus einer gewissen Höhe auf den 0.21—0.26 m hoch mit glühenden Kohlen bedeckten Floss- oder Pauschherd, eine mit Lehm überzogene, auf Mauerwerk ruhende, geneigte Gusseisenplatte von 1.1 m Länge, 0.7 m Breite und 0.04 m Dicke, Beklopfen (Pauschen) der zurückbleibenden strengflüssigen Masse (Saigerdörner, Zinnpausche, Zinnkörner mit 36—85 Sn, 0.5—5.5 Fe, Spr. bis 5 Wo, 0—14 Cu nebst geringen Mengen Arsen u. s. w.) zur Abscheidung noch eines Theiles Zinn, worauf der Rückstand zum Schlackenschmelzen gegeben wird; Abkühlenlassen des Zinnes im Sumpfe vor dem Pauschherde bis zum Erscheinen einer spiegelhellen Oberfläche (zu stark erhitztes Zinn wird nach dem Gusse rothbrüchig und zeigt Regenbogenfarben, bei zu niedriger Temperatur ausgekellt, ist dasselbe bei mattem Ansehen kaltbrüchig und schwer zu strecken), Ausgiessen desselben im dünnen Strahle auf eine horizontale geschliffene Kupferplatte (Schicht) von 1.26 bis 1.57 m Länge, 0.63 m Breite und 7 mm Stärke zu 1.26 m langen, 1.88—2.51 m breiten und 2—3 mm dicken Tafeln, welche auf der Rollbank zusammengerollt und mit Holzhämmern zusammengeschlagen Rollen- oder Ballenzinn geben oder zu Stangen und Blöcken gegossen werden.

c) Filtriren.[1]) Nachdem bereits von Lampadius die Reinigung des Zinnes mittelst Filtrirens durch Quarzsand, Schlacken u. s. w. vorgeschlagen worden, ohne jedoch ein hinreichend reines Metall zu erzielen, erhielt Curter bessere Resultate bei Anwendung eines Filtermateriales aus papierdünnen verzinnten Eisenblechplatten, Leichsenring eines solchen aus gröberem und feinerem Eisendrahtgewebe. Filtriren.

Zinnanalysen:

	a	b	c	d	e	f	g	h	i	k	l
Zinn	99.961	99.90	99.76	98.64	99.73	93.50	95.66	99.9	99.594	99.410	98.18
Eisen . . .	0.019	0.20	Spr.	Spr.	—	0.07	0.07	—	Spr.	Spr.	Spr.
Blei	0.014	—	—	0.20	0.13	2.76	1.93	—	—	—	—
Kupfer . . .	0.006	—	0.24	0.16	—	—	—	—	0.406	0.590	1.60
Arsen . . .	—	Spr.	—	—	—	—	—	—	Spr.	Spr.	Spr.
Antimon . .	—	—	—	—	—	3.76	2.34	—	—	—	—
Wismuth . .	—	—	—	—	—	—	—	0.1	—	—	—

a und b Bancazinn, nach neueren Analysen mit 0.0196—0.0060 Fe und 0.0097 bis 0.0027 S, Spuren Pb und C, frei von As (B. u. h. Ztg. 1875, S. 454). c—e englisches Zinn. f und g peruanisches Zinn. h Altenberger Zinn, bei Behandlung des Erzes mit Salzsäure. i und k Schlaggenwalder Feinzinn. l Schlaggenwalder Rollenzinn dritter Sorte. Himly fand in 10 Zinnproben 0.100—0.018 Fe und 0.050 bis 0.160 Cu, sonst mit nur Spuren anderer Metalle.

d) Der nasse Weg. Auflösen des granulirten Zinnes in Salzsäure, Fällen des Zinnes durch Zinkblech, Zersetzung der Zinklösung durch Kalkmilch und Glühen des Niederschlages zu Zinkweiss. Nasser Weg.

1) Wagn. Jahresber. 1875, S. 249 (Lampadius). Dingl. 215, 469 (Curter). Deutsche Ind.-Ztg. 1875, S. 37 (Leichsenring).

Erz-schlacken. 2) Erz- oder Steinschlacken. Die Schlacken vom Flammofenbetriebe von der variabelsten Zusammensetzung werden zum Theil abgesetzt, zum Theil zur nächsten Charge gegeben und zum Theil aufbereitet[1]) (S. 498). Die Schachtofenschlacken — im gutgeflossenen Zustande Gemische von Bi- und Singulosilicaten mit 32 bis 33 Kieselsäure, 22—44 Eisenoxydul, 7.5—9 Zinnoxyd, 1.4—1.5 Kalkerde, 1.8—2 Magnesia, 7—8 Thonerde — werden in durch Wasser abgeschrecktem Zustande weniger zur Reduction des verschlackten Zinnoxydes, als zum Ausschmelzen des mechanisch eingeschlossenen Zinnes in niedrigen, den Erzöfen ähnlichen Spuröfen (Schlackentreiböfen) von 1.7 m Höhe, 0.85 m oberer und 0.7 m unterer Tiefe, 0.68 m oberer Weite hinten und 0.45 m vorn, 0.5 m unterer Weite hinten und 0.38 m Weite vorn verschmolzen (Schlackentreiben), wobei sich bei der geringen Ofenhöhe möglichst wenig Eisen reduciren soll.

Schlacken-treiben. Umschmelzen der Schlacken mit Saigerdörnern, Härtlingen, Ofenbrüchen, Flugstaub, Gekrätz u. s. w. bei stärkerem stechenderem Winde als beim Erzschmelzen, damit eine bessere Reinigung des Zinnes bei recht dünnflüssiger Schlacke erfolgt, welche theils abgesetzt, theils noch aufbereitet wird; das gepauschte Schlackenzinn ist zuweilen reiner als Steinzinn.

Härtlinge. 3) Eisensauen (Härtlinge, Hartbrüche). Gegen 61—63 Proc. Eisen und 30—31 Proc. Zinn enthaltende Ansätze aus dem Vorherde des Schachtofens, welche zwischen Kohlen geglüht, rasch abgekühlt und mit ausgetretenen Zinnkügelchen bedeckt im Krummofen umgeschmolzen werden.

Flugstaub. 4) Flugstaub, kommt nebst Krätzen und Ofenbrüchen aufbereitet zum Schlackentreiben.

X. ARSEN.

Eigentliche Arsenerze. **188. Arsenerze.** Zur Darstellung der Arsenikalien[2]) verwendet man

1) Eigentliche Arsenerze[3]), und zwar:

Gediegen Arsen (Scherbenkobalt, Fliegenstein, Näpfchenkobalt), zuweilen mit mehr oder weniger Fe, Ni, Co, Sb und Ag (S. 252), diese in Mineralien meist beigemengt.

Hauptsächlich auf Gängen in Begleitung von Silber-, Blei-, Kobalt- und Nickelerzen (Andreasberg, Erzgebirge, Kapnik in Siebenbürgen, Kongsberg u. s. w.).

Arsenikalkies (Löllingit) $Fe_2 As_3$ oder $Fe As_2$ mit resp. 67.4 und 72.8 As, zuweilen goldhaltig (Ribas, Reichenstein[4])).

Auf Gängen (Andreasberg mit Silbererzen) und Lagern (Reichenstein in Schlesien, Lölling in Kärnthen, Schladming in Steyermark u. s. w.).

1) B. u. h. Ztg. 1869, S. 147. 2) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Arsen. 3) Muspratt, techn. Chem. 1, 831. 4) Güttler, über die Formel des Arsenikalkieses zu Reichenstein und dessen Goldgehalt. Breslau 1870.

Arsenkies (Misspickel) $Fe S_2 + Fe As_2$ oder Fe As S mit 46.53 As, das Fe öfter durch 6—9 Proc. Co und Ni ersetzt und zuweilen etwas silber-, auch goldhaltig (Goldkronach).

Auf Gängen und Lagern in Begleitung verschiedener Erze, z. B. mit Silbererzen in Andreasberg, Ungarn, Siebenbürgen u. s. w., mit Zinnerzen im Erzgebirge und in Cornwall, mit Blende, Kupferkies, Bleiglanz, Fahlerz und Antimonglanz bei Schmiedeberg in Schlesien u. a.

2) Nickel-, Kobalt-, bleifreie und bleihaltige Silber- und Kupfererze, welche Arsen als wesentlichen Bestandtheil enthalten (Kupfernickel, Speiskobalt, Arsensilber u. s. w.) und zuweilen dessen Gewinnung als Nebenproduct zulassen. Arsenhaltige Erze.

189. Darstellung der Arsenikalien. Man begreift unter auf Hüttenwerken dargestellten Arsenikalien sublimirtes metallisches Arsen (Fliegenstein, graues Arsen), arsenige Säure (weisses Arsenglas, Weissglas und Giftmehl) und die Schwefelverbindungen des Arsens (gefärbte Arsengläser), und zwar die höhere Schwefelungsstufe (Rauschgelb, Operment, gelbes Arsenglas) und die niedrigere (Realgar, rothe Arsenblende, Rauschroth, rothes Arsenglas). Arsensaures Kali und Arsensäure sind Gegenstände des Fabrik-, nicht des Hüttenbetriebes. Arsenikalien.

Arsensäure[1]), in der Anilinfabrikation angewandt, erfolgt durch Auflösen von arseniger Säure in Salzsäure in Siedhitze, Einleiten von Chlor oder Bromzusatz, bis eine neutralisirte Probe doppelt chromsaures Kali nicht mehr grün färbt, und Abdestilliren der Salzsäure; saures arsensaures Kali[2]) (Kaliumdihydroarseniat) durch Calciniren von gleichen Theilen arseniger Säure und Kalisalpeter in gusseisernen Cylindern, Auslaugen und Abdampfen der Lauge zur Krystallisation; arsensaures Natron[3]) durch Lösung von arseniger Säure in Natronlauge, Zusatz von Natronsalpeter und Calciniren im Flammofen.

Production von Arsenikalien im deutschen Reiche im Jahre 1877 an 842 650 kg; in Frankreich 1872 an 100 000 kg. Production.

190. Metallisches Arsen (Fliegenstein, Cobaltum). Die Darstellung desselben geschieht seltener durch Umsublimiren von Scherbenkobalt oder Reduction von arseniger Säure durch Kohle (früher in Altenberg[4])), als durch Erhitzen von Arsenkies ($Fe As_2 + Fe S_2 = 2 Fe S + 2 As$) oder von Arsenikalkies ($4 Fe As_2 = Fe_4 As + 7 As$), bei Luftabschluss, von denen ersterer anfangs etwas Schwefelarsen entlässt, dessen Entstehung aber durch einen Zusatz von Potasche oder Aetzkalk zum Erze zu vermeiden ist. Das erfolgende Sublimat (Fliegenstein) ist bei richtig geleiteter Operation stahlgrau, stark metallisch glänzend, schuppig krystallinisch, von 5.7—5.90 spec. Gew. und bei Temperaturen unter 80° C. weniger leicht oxydirbar. Darstellung.

Dieses für den Handel erwünschte krystallinische Product erfolgt, wenn der Condensationsraum (Vorlage) für den entwickelten Arsendampf nahezu die Temperatur des Dampfes selbst hat; dagegen entsteht bei niedrigerer Temperatur der Vorlage und wenn sich der Arsendampf mit anderen heissen Gasen (z. B. Kohlensäure und Kohlenoxydgas bei Reduction von arseniger Säure durch Kohle) entwickelt, eine allotropische Modification[5]) des Arsens in Gestalt eines weniger leicht verkäuflichen dunkelgrauen, leicht oxydabeln Pulvers (graues Arsen), welches, da sich seine Entstehung niemals ganz vermeiden lässt, meist auf dem Hüttenwerke selbst zur Darstellung anderer Arsenikalien verwandt wird. Das Arsen wird bei dunkler Rothgluth Modificationen des Arsens.

1) Dingl. 176, 407. Wagn. Jahresber. 1876, S. 569. 2) Wagn. Jahresber. 1875, S. 265. 3) Dingl. 174, 323; 176, 134. 4) Dumas, angew. Chem. (1835), 4, 110. 5) B. u. h. Ztg. 1868, S. 423.

dampfförmig (nach Conechy zwischen 449 und 450° C.) und schmilzt[1]) in einem geschlossenen Rohre bei einer zwischen dem Schmelzpunkte von Antimon und Silber liegenden Temperatur. Bei Luftzutritt erhitzt, verbrennt dasselbe mit bläulich weisser Flamme und unter Entwickelung weisser Dämpfe.

Sublimirofen.

Der unter einem geräumigen Rauchfange stehende Sublimirofen hat im Allgemeinen die Einrichtung des in Fig. 279 dargestellten Realgarofens, nur befindet sich zwischen den glasirten Röhren *a* und der Vorlage *b* ein spiralförmig aufgerolltes Eisenblechtäfelchen, welches in beide etwa 105 mm hineinragt, mit Thon überzogen, damit lutirt und dazu bestimmt ist, den Arsendampf grossentheils in seinen Zwischenräumen zu condensiren. Die Vorlagen haben an der Stirne eine kleine Thür von Eisenblech, die bis gegen Ende der Operation, wo erst ein Beobachten der Röhre nöthig wird, mit Lehm verstrichen bleibt. Die Röhren, welche dicht sein und dem Einflusse des Feuers und dem Erzgewichte Widerstand leisten müssen, stellt man zu Reichenstein aus 1 Thl. frischem und 2 Thl. gebranntem Thon (Chamotte) her und giebt ihnen entweder einen Beschlag aus Lehm, Blut, Kälberhaaren, Eisenhammerschlag und Alaun oder dadurch eine Glasur, dass man dieselben nach dem Austrocknen möglichst glättet, einen Brei von gebranntem und ungebranntem Thone oder gepulvertem Quarze einreibt und dieselben brennt. Zu weite und zu kurze Röhren geben viel graues Pulver im Gemische mit arseniger Säure, indem ersteren Falles viel Luft darin eingeschlossen ist; anderen Falles der Arsendampf zwischen der Blechspirale hindurch in die mit Luft gefüllte Vorlage tritt und sich hier theilweise oxydirt. Die Feuerung wird mittelst der Füchse im Gewölbe geleitet.

Sublimirverfahren.

Die Sublimation erfordert nachstehende Manipulationen: Füllen der Röhren mit Erz, Einbringen der Blechspirale in dieselben, Anlutiren der Vorlagen, sobald sich nach begonnener Feuerung Arsendämpfe entwickeln, Unterbrechung der Operation nach einer gewissen Zeit und wenn sich beim Oeffnen der Vorlagenthür keine Dämpfe mehr zeigen, Erkaltenlassen des Ofens, Abnehmen der Vorlagen, welche meist pulverförmiges Arsen enthalten, und der Blechspirale, vorsichtiges Auseinanderrollen derselben, um die Fliegensteinlamellen nicht zu beschädigen, und Ausräumen der Rückstände, um sie durch Röstung noch auf arsenige Säure zu benutzen.

Beispiele. Reichenstein.

Reichenstein[2]) (Schlesien). Ofen mit 26 glasirten Röhren von 0.68—0.73 m Länge und 0.13 m Weite mit auf Stützen ruhenden Thonvorlagen und Eisenblechspirale, auf jeder Seite in der unteren Reihe 7, darüber in den Zwischenräumen 6 Stück Röhren; Ofenfüllung von 250 kg Arsenikalkiesschlieg mit 30 Proc. arseniger Säure giebt nach 10 St. etwa 50 kg = 20 Proc. Arsen, davon 90 Proc. als Fliegenstein und 10 Proc. als Pulver; die Rückstände liefern beim Rösten noch etwa 30 Proc. arsenige Säure.

Freiberg.

Freiberg.[3]) Sublimiren von Arsenkiesen mit 35 Proc. Arsen, während arsenärmere Erze mit etwa 15 Proc. Arsen zur Realgarfabrikation benutzt werden, indem bei ersteren sublimirter Fliegenstein den Hals der Vorlagen rasch verstopfen würde. Galeerenöfen mit 13 Thonröhren (Krügen) zu beiden Seiten, 7 unten und 6 oben, aufgerollte Blechröhren in die Retorten eingesteckt, die Oeffnungen theilweise mit Thon geschlossen, zum vollständigen Abschlusse noch defecte Thonröhren als Vorlagen an-

1) Dingl. 205, 575. 2) Kerl, Met. 4, 511. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245. Preuss. Ztschr. 18, 188.

lutirt, alle Fugen verschmiert. Charge etwa 350 kg Erz, 8—12 St. in starke Hitze versetzt, wobei von 1 Ofen etwa 75 kg Fliegenstein in der Eisenspirale und 12 kg Schwefelarsen in den Vorlagen erfolgen. Rückstände mit 3 Proc. Arsen zum Bleierzschlackenschmelzen im Schachtofen (S. 97).

Ribas (Spanien)[1]. Ofenfüllung von 400—475 kg für 22 Röhren von 0.71 m Länge und 0.18 m Weite, Erhitzung während 9 St. mit 200 Stück Torf und 2.08 bis 3 hl Steinkohlen. Ribas.

191. Arsenige Säure (weisses Arsenglas, weisser Arsenik, Giftmehl). Dieselbe, das Hauptproduct bei Darstellung von Arsenikalien auf Hütten, entsteht beim Rösten von Arsenmetallen. Als Rohmaterialien dienen Rohmaterialien.

a) eigentliche Arsenerze (Scherbenkobalt, Arsenkies, Arsenikalkies), welche beim Rösten arsenige Säure in Condensationskammern in Gestalt eines mehr oder weniger grauen Pulvers (Giftmehl) entlassen; dasselbe, seltener Handelswaare, wird noch ein oder mehrmals umsublimirt oder raffinirt (Gröb- und Glasmachen), um daraus Handelswaare in Gestalt einer glasartigen Masse (weisses Arsenglas, Weissglas) zu erzielen. Die erfolgenden Rückstände (Arsenikabbrände, Arsenikbrände) werden entweder abgesetzt (Altenberg) oder noch auf Gold (Reichensteiner Arsenikalkies, Ribaser Arsenkies) oder Silber weiter verarbeitet (Andreasberger Scherbenkobalt, Freiberger Arsenkiese).

b) Arsenhaltige Silber-, Nickel-, Kobalt-, namentlich Zinnerze (Sachsen, Cornwall), Bleierze (Freiberg), Kiese (Freiberg) u. s. w., aus denen beim Rösten arsenige Säure als Nebenproduct erhalten wird, welche man in angegebener Weise raffinirt.

Freiberger arsenikalischer Flugstaub aus Kilns, Schütt- und Fortschaufelungsöfen hält durchschnittlich 75 Proc. arsenige Säure; Schwefelarsen vom Reinigen der Kammerschwefelsäure mit Schwefelwasserstoff wurde früher nach dem Auswaschen und Trocknen in geschlossenen eisernen Retorten unter Gasdruck zusammengeschmolzen, wird aber neuerdings zum Rösten in Kilns gegeben.

c) Arsenrückstände[2]) (arsensaurer und arsenigsaurer Kalk, Laugen u. s. w.) aus Anilinfabriken, welche beim Erhitzen in Eisenretorten für sich in Folge eines Gehaltes an organischen Substanzen oder beim Ueberleiten reducirender Gase Arsendämpfe entwickeln, die in mit heisser Luft versehenen Condensationskammern eintretend in arsenige Säure übergehen.

Zur Darstellung von weissem Arsenglas können nachstehende Operationen erforderlich sein: Verfahren.

1) Rösten der Arsenmetalle zur Erzeugung von Giftmehl. Rösten.

Arsenikalkies stösst in Dunkelrothgluth bei Luftzutritt Arsendämpfe, bei steigender Temperatur arsenige Säure aus und es bleibt ein Gemenge von Eisenoxyd und arsensaurem Eisenoxyd zurück. Arsenkies entlässt unter ähnlichen Verhältnissen erst Schwefelarsen, dann schweflige und arsenige Säure unter Zurücklassung von Eisenoxyd nebst geringen Mengen von schwefelsaurem und arsensaurem Eisenoxyde. Arsenhaltige Nickel- und Kobalterze geben beim Rösten arsenige Säure und Arsensuboxyd und es bleiben basisch arsen-

---

1) B. u. h. Ztg. 1853, S. 764. 2) Polyt. Centr. 1867, S. 1375. Hofmann, Ber. über die Entwickelung d. chem. Industr. 1875, S. 970.

saure Salze zurück. Um die entwickelte arsenige Säure möglichst rein und von weisser Farbe zu erhalten, muss, damit kein Erzstaub in die Condensationskammern (Giftkammern) gelangt, beim Eintragen und Umkrählen des Schlieges, sowie beim Ausräumen der Rückstände der Zug zur Giftkammer geschlossen und ein Nebenzug (verlorener Fuchs) geöffnet werden, auch das Umkrählen vorsichtig geschehen, namentlich aber verhütet werden, dass kohlige Theile von der Feuerung zwischen die arsenige Säure gelangen.

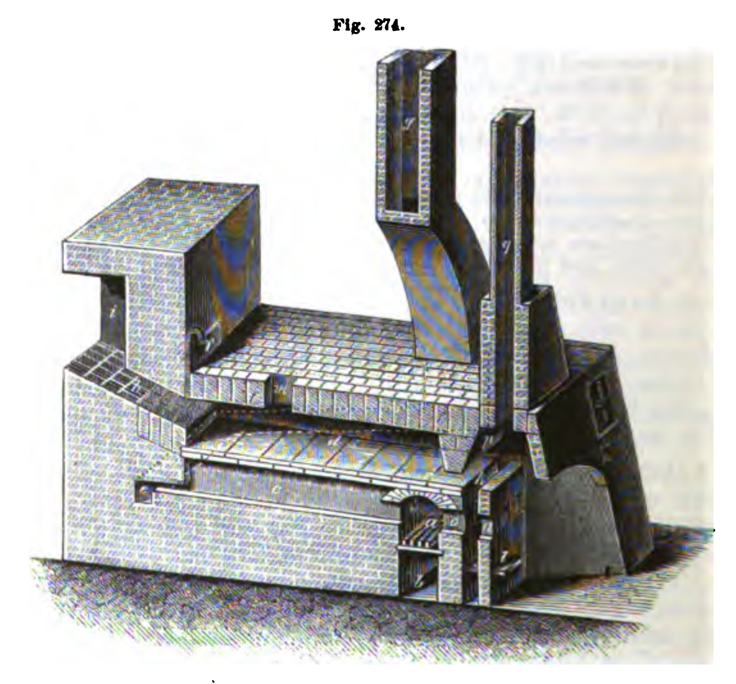
Diese geben beim Raffiniren zur Reduction von Arsen Veranlassung, welches das Arsenglas dunkel färbt, sowie auch beim Rösten der Erze ins Giftmehl übergerissener Arsenschlieg, welcher beim Raffiniren des Mehles Arsen entlassen kann.

Röstöfen. Als **Röstöfen** kommen zur Anwendung:

Muffelöfen. a) **Muffelöfen**, bei welchen die Feuergase mit dem Erze nicht in Berührung kommen und deshalb ein reines Product erfolgt, aber viel Brennmaterial verbraucht wird (**Reichenstein**, **Andreasberg**, **Altenberg**).

Beispiele. Reichenstein. **Reichensteiner Ofen**[1]) (Fig. 274). *a* Rost. *b* Aschenfall. *c* 5 Feuercanäle unter dem 3.45 m langen und 2.2 m breiten Herde *d*. *e* und *f* nach der Doppelesse

Fig. 274.



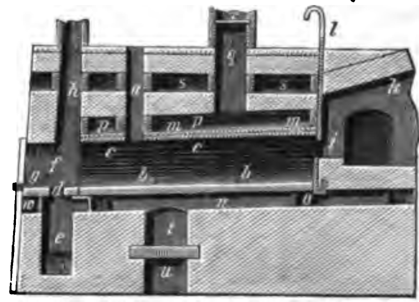
g führende Canäle. *h* in den Raum *i* und von da in die Flugstaubkammern führender Canal, mittelst Schiebers *r* zu schliessen. *k* Schlitz zur Aufnahme des gerösteten Erzes mit Schieber *l* und mit Rauchfang *q* darüber. *m* Chargiröffnung für das auf dem Ofengewölbe abgewärmte Erz. *n* und *o* Luftzuführungscanäle. *p* Arbeitsöffnung mit Gezähwalze.

1) Plattner-Richter's Hüttenkunde 1, 214.

Andreasberg.

Andreasberger Ofen[1]) (Fig. 275). *a* Chargircanal. *b* Gemauerter Röstherd. *c* gusseiserne Muffel, 3.14 m lang, 2.28 m breit und 0.63 m hoch. *d* Schlitz zum Entlassen des abgerösteten Erzes in den Kühlraum *e*. *f* Arbeitsöffnung. *g* Gezähwalze. *h* Schlot hinter der Arbeitsöffnung zum Schutze der Arbeiter. *i* Oeffnung zum Entweichen der arsenigen Säure in die gemauerten Giftkammern *k* und von da in den Giftthurm. *l* Schieber. *m* Barnsteinumkleidung auf der Eisenmuffel. *n*, *o* und *p* Flammenzüge. *q* Esse mit Schieber *r*. *s* ausgesparter Raum. *t* Feuerungsraum. *u* Aschenfall. *w* Oeffnungen zum Reinigen der Züge *n*.

Fig. 275.



Neuerer Muffelofen. 2 eiserne Muffeln von 2.3 m Länge, 0.5 m Breite und 0.35 m Höhe neben einander unter einem 0.7 m hohen und 1.6 m weiten Gewölbraume, 0.9 m breiter Rost 0.4 m unter den Muffelböden. Ableiten der arsenigen Säure durch einen für beide Muffeln gemeinschaftlichen Canal von 0.25 m Weite in eine etwa 6 m hohe Kammer mit 2 vertikalen und 2 horizontalen Scheidewänden mit entsprechenden Oeffnungen; am Boden 3 abgestumpfte Pyramiden, so dass Abtheilungen von etwa 2.2 m Breite, 2.6 m Länge und 2 m Höhe entstehen, mit Schiebern zur Entlassung der arsenigen Säure in Tonnen; zuletzt noch ein Berieselungsthurm.

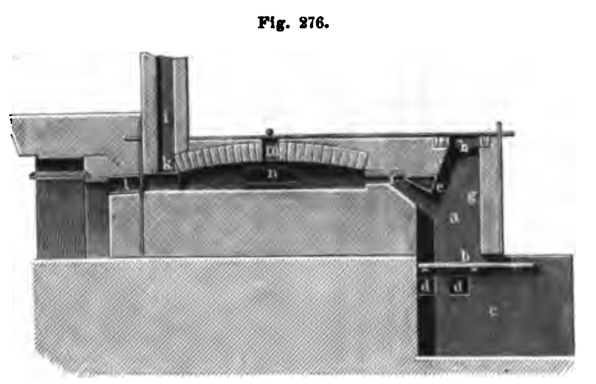
Gasröstöfen.

b) Gasröstöfen, welche eine bessere Ausnutzung des Brennmateriales gestatten, als die vorigen, ohne dass die arsenige Säure von den Feuergasen verunreinigt wird. Am besten eignen sich aus verkohlten Brennstoffen erzeugte Gase.

Beispiele. Ribas.

Ribas in Spanien[2]) (Fig. 276). *a* Gasgenerator, 2 m hoch und 0.99 m weit, durch die 0.52 m weite Oeffnung *h* zu speisen. *b* Rost. *c* Aschenfall, 1.57 m hoch. *d* Canäle zum Eintritte kalter Luft, welche erwärmt bei *e* über die Feuerbrücke *f* austritt. *g* Spähelöcher. *i* Esse, während des Chargirens geöffnet, sonst durch den Schieber *k* geschlossen. *l* Canal zur Ableitung der Dämpfe und Gase in die Condensationskammern, während des Chargirens geschlossen. *m* Chargiröffnung. *n* Arbeitsthür mit Gezähwalze. Herd 3.14 m lang und bei *k* 0.31 m hoch.

Fig. 276.



Der Freiberger Gasröstofen hat eine ähnliche Einrichtung wie der englische Flammofen zum Bleierzrösten (Fig. 63, S. 80) und der Ribaser Ofen, nur befinden sich im Gewölbe 2 mit Stopfen verschliessbare Fülltrichter und die Verbrennungsluft tritt unter Stechen auf die Feuerbrücke, über welche die Cokes-Generatorgase hinziehen. Der 14 cm hohe Canal über der Feuerbrücke ist durch eine vertikale Scheidewand in 2 Abtheilungen von 71 cm Breite getheilt. Länge des Herdes 4.48 m, Breite 3.82 m, Höhe des Herdraumes in der Mitte 64 cm; ganze Höhe des Gasgenerators 2.48 m, Höhe des Gasabzugscanales über der Hüttensohle 73 cm; Weite und Höhe der beiden gegenüberstehenden Arbeitsöffnungen nächst

1) Kerl, Oberh. Hüttenpr. S. 186. 2) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767.

dem Gasgenerator 38 und 28 cm, der Arbeitsöffnungen nach dem Fuchse zu 33 und 21 cm. Mit dem Fuchse steht ein 250 m langer Giftfang in Verbindung.

Direct befeuerte Flammöfen.

c) Flammöfen mit directer Feuerung. Derartige hinsichtlich des Brennmaterialconsumes zweckmässige, aber eine Verunreinigung der arsenigen Säure begünstigende Oefen werden seltener bei eigentlichen Arsenerzen (Ribas[1])), als da angewandt, wo man die arsenige Säure als Nebenproduct gewinnt, z. B. bei arsenhaltigen Zinnerzen (Fig. 266). Bei der höheren Temperatur in den Condensationsräumen erfolgt ein weniger feines, schweres Mehl.

Condensationsräume.

Zur Verdichtung der bei etwa 200° C. flüchtig werdenden arsenigen Säure dienen entweder langgezogene Condensatoren (Giftfänge) (Fig. 266) oder Giftthürme mit mehreren über einander liegenden hölzernen Kammern [1]) (Fig. 277), in welche die Dämpfe eintreten, nachdem sie sich zuvor in gemauerten Gewölben abgekühlt haben. Man hat auch Giftthürme mit langgezogenen Canälen und Wassercondensation verbunden, indem man die Dämpfe mittelst Ventilators durch einen mit Reisig gefüllten Thurm saugt, in welchem Kalkwasser herabtröpfelt. Der arsenigsaure Kalk giebt nach dem Eindampfen beim Erhitzen mit reducirenden Agentien in Retorten Arsendämpfe, die man zu arseniger Säure verbrennen kann.

Fig. 277.

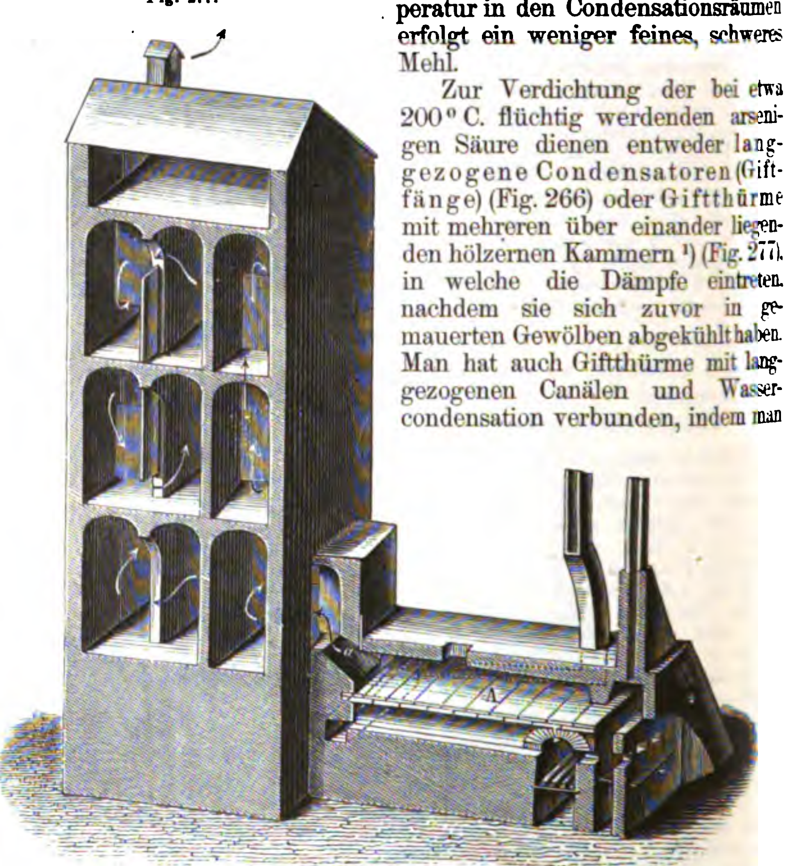


Fig. 277. *A* Röstöfen. *a* nach dem Giftthurme führender Canal.

Bei gleichen Längen des Rauchzuges findet in Canälen eine vollständigere Abkühlung statt, als in Thürmen. Die Giftthürme wirken wie Schornsteine, namentlich

1) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767, 770. Plattner's Röstpr. 1856, S. 353.

bei Oefen, deren Feuergase mit der arsenigen Säure sich mischen, indem die unteren Kammern die oberen, die äusseren die mittleren erhitzen. Aus Muffelöfen bewegen sich die Dämpfe in den Thürmen träge und bei der langsamen Abkühlung entstehen für den Handel nicht erwünschte grössere Krystalle. Gasflammöfen in Verbindung mit liegenden Canälen gestatten eine raschere Condensation, indem die Dämpfe schneller nach den kälteren Theilen strömen. Bei kühl gehaltener Condensation ist das Mehl leichter und feiner, als wenn die Temperatur in Folge miteintretender Feuergase sich höher hält.

Manipulationen. Die Manipulationen beim Rösten sind folgende: Chargiren bei geöffneter Fehlesse und geschlossenem Zuge zu den Condensationskammern, Oeffnen desselben, anfangs stärkeres Feuer, um das Erz zur Rothgluth zu erhitzen, dann schwächeres und zuletzt wieder stärkeres; anfangs selteneres, dann öfteres aber vorsichtiges Umkrählen (bei an arseniger Säure reichem Flugstaube öfteres Umschaufeln, damit derselbe nicht frittet), Vorschieben der Post gegen die Feuerbrücke, nachdem der daselbst liegende Theil abgedampft ist und die Rückstände zur Seite geschoben sind, Einsetzen einer neuen Post an der Fuchsseite; Zeitdauer der Röstung je nach Reichhaltigkeit, Korngrösse und Aufschliessbarkeit des Erzes variabel, Beendigung bei aufhörendem Flammen, nachlassender Dampfentwickelung und eben nur bemerkbarem Rauche am Schornsteine bei richtiger Feuerung, Ausräumen der Rückstände in den vorn im Ofenherde befindlichen Schlitz; Ausräumen des Giftmehles nach beendigter Jahresarbeit oder wenn sich eine gewisse Menge davon angesammelt hat, von Arbeitern, welche mit doppelter und eng anschliessender Kleidung und einem feuchten Schwamme vor Mund und Nase versehen sind.

Giftmehl-Raffination. 2) Raffination des Giftmehles. Dieselbe besteht in einem Umsublimiren des pulverförmigen grauen Giftmehles, um nicht flüchtige Unreinigkeiten zurückzuhalten und eine weisse glasartige Masse, Arsensäureanhydrid in amorphem Zustande (weisses Arsenikglas) zu erzielen. Man erreicht beide Zwecke entweder in einer Operation (Andreasberg, Reichenstein) oder in zwei Operationen, wo dann die erstere (das Gröbmachen) die Abscheidung der Unreinigkeiten bei niedrigerer, die zweite die Umwandlung des dabei erfolgten weissen Pulvers in eine glasige Masse (das Glasmachen) bei einer höheren Temperatur bezweckt (Ribas).

Der Verdampfungspunkt[1]) der arsenigen Säure liegt nach Thenard bei Rothgluth, nach Berzelius in offenen Gefässen bei beginnender Rothgluth, nach Würtz bei 200° C.; nach Watt beginnt die Verflüchtigung bei 218°, nach Wornely bei 190°; die Verflüchtigung kann schon bei 100—150° C. eintreten, wenn eine die Säure enthaltende Flüssigkeit verdampft.

Gröbmachen. Weissofen. a) Gröbmachen. Hierzu dient ein Sublimirapparat (Raffinir- oder Weissofen) von nachstehender Construction (Fig. 278).

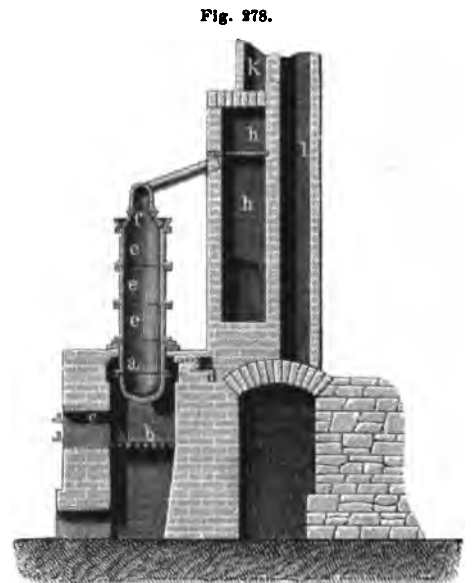
Verfahren. Wird in dem aus graphitarmem Gusseisen hergestellten Kessel *a* das Arsenikmehl bei möglichst gelinder und gleichförmiger Temperatur erhitzt, so dass keine Sinterung der Säure auf dem Kesselboden eintritt, so erfolgt in der Trommel ein gleichförmig lockeres, zartes Sublimat, während ein Theil der Dämpfe erst in der Flugstaubkammer zur Verdichtung gelangt. Fühlt man mit einer Visirnadel auf dem

---

1) Polyt. Review, 1878, VI, Nr. 22.

Kesselboden nur Erzstaub und beschlägt dieselbe beim Einbringen durch eine mit einem Eisenpfropfen verschliessbare Oeffnung im Hute nicht mehr weiss, so ist der Process beendigt und man räumt nach dem Erkalten des Apparates das Sublimat (entweder Handelsproduct oder Material zur Arsen-Glasbereitung) und die wieder zum Erzrösten gelangenden Rückstände aus.

Fig. 278.



a Kessel aus möglichst graphitarmem Roheisen mit angeschrobenem und auszuwechselndem 52 mm dicken Bodenstücke zur Aufnahme der arsenigen Säure, 0.73 m tief und 0.58 m weit. *b* Rost, 0.89 m weit. *c* Schürloch, 0.39 m weit. *d* zwei Füchse nach der Esse *l*. *e* mit einem Kitte aus Lehm, Haaren und Blut auf einander lutirte Eisencylinder (Trommeln) von 0.39 m Höhe. *f* Bleihut mit einem nach der durch einen Schieber in zwei Abtheilungen getheilten Condensationskammer *h* gehenden Eisenrohre. *k* Esse zur Abführung der Dämpfe. Kesseldauer variabel, je nach der Beschaffenheit des Gusseisens; die Kessel, durch eine Schicht gebildeten Arseneisens geschützt, werden meist nur am Boden, wo die Stichflamme wirkt, durchgebrannt und können bis 50 und mehr Sublimationen aushalten.

Glasmachen.

b) Glasmachen. Bei stärkerem Erhitzen pulverförmiger arseniger Säure sublimirt dieselbe und schmilzt an den Trommelwänden zu einem weissen Glase, wenn die Trommeln die richtige Temperatur haben.

Beim Sublimiren der arsenigen Säure in flachen oder offenen Gefässen erfolgt dieselbe als krystallinisch-pulveriges Product, ist dagegen zum Schmelzen geneigt, wenn die Sublimation aus tieferen Gefässen in hinreichend warme Trommeln tritt, wobei der mechanische Druck verstärkt wird und die Säure vor der Verflüchtigung eine höhere Temperatur annimmt. Mit steigendem Drucke bei passender Trommelwärme nimmt die Güte des Glases zu. Die Temperatur ist die richtige, wenn mittelst eines Besens gegen die Trommel gespritztes Wasser vom zweiten Trommeltheile unter Zischen, vom oberen aber allmählich verdampft. Bei zu hoher Temperatur erfolgt viel Sublimat in der Flugstaubkammer, bei zu niedriger ein unansehnliches Glas.

Wird eine durch den Hut eingebrachte Eisennadel nicht mehr weiss beschlagen, so lässt man den Apparat 14—16 St. erkalten, nimmt die Trommeltheile ab und entfernt daraus die 26—52 mm dicke glasige Rinde durch Schläge gegen die Trommel oder durch Ausbrechen mit eisernen Meisseln.

An Trommeln aus Zinkblech haftet das Glas weniger als an solchen aus Eisenblech oder Gusseisen; letztere sind wegen ihrer Schwere schwieriger zu handhaben.

Macht man keine Gröbe, sondern verwandelt das graue Giftmehl durch passende Temperatur beim Sublimiren gleich in Glas, so erscheint dieses von emporgerissenen Unreinigkeiten grau gefärbt (**Rohglas**) und bedarf dann einer zweiten Raffination (**Andreasberg**, **Reichenstein**).

Gutes raffinirtes Arsenglas ist im frischen, amorphen Zustande vollständig glasig, durchsichtig, glasglänzend und hat muschligen Bruch; bei längerem Liegen wird dasselbe unter Eintritt von Differenzen in Löslichkeit (1 Thl. krystallisirte Säure löst sich in 355 Thln. Wasser von 15°, amorphe in 108 Thln.)[1]), Härte und specifischem Gewichte krystallinisch, porzellanartig, opal- und wachsglänzend. Eine gelbliche Färbung des Glases kann von Schwefel, metallischem Arsen oder feinen Schliegtheilchen herrühren, sowie eine dunkle von Arsensuboxyd z. B. durch Reduction von arseniger Säure durch Graphit des Kessels erzeugt werden. Das Product ist zuweilen antimonhaltig.[2])

a) **Muffelöfen**, Reichenstein.[3]) Rösten von 400—500 kg Arsenikalkiesschlieg in 52—105 mm hoher Lage im Muffelofen (Fig. 274, S. 508) während 12 Stunden bis zum Aufhören des Flammens mit 7 Proc. Steinkohlen, Ausbringen 60 Proc. arsenige Säure, wovon 20 Proc. aus den letzten Kammern als gutes Mehl verkäuflich; Rückstände mit 3—5 Proc. Arsen zur Plattner'schen Goldextraction (S. 387); zweimaliges Umsublimiren von je 225 kg Giftmehl in 0.73 m tiefen und 0.5 m weiten Kesseln (Fig. 278, S. 512) in 10—12 St. auf 94.5 Proc. Rohglas und 92 Proc. raffinirtes Arsenglas mit 1.2 hl Steinkohlen pro 100 kg Giftmehl; Dauer der Kessel 16—20 Tage. **Beispiele. Reichenstein.**

Andreasberg.[4]) Rösten von 200—300 kg Scherbenkobalt mit 65 Proc. As, $4^1/_2$ Proc. Pb und 0.5 Proc. Ag bei 78 mm hoher Lage während 14—22 St. mit 1.1 cbm Buchenholz; Erfolg 48 Proc. Giftmehl und 50—52 Proc. silberreiche Rückstände mit 1—2 Proc. Ag und 12—16 Proc. Arsen. Sublimiren von 125 kg Giftmehl in einem Kessel (Fig. 278) während 8—10 St., nochmaliges Umsublimiren des Rohglases in Quantitäten von 175 kg. Erfolg von 100 Giftmehl: 89 Arsenglas, 7 Rückstände mit 40—60 Proc. arseniger Säure und 4 Sublimat nebst Verlust; auf 100 kg Arsenglas gehen 1.19 cbm Holz. **Andreasberg.**

Anilinrückstände.[5]) Uebersättigen der Mutterlaugen von der Fuchsinkrystallisation mit Soda, wobei noch brauner Farbstoff (Cerise, Marron) gewonnen wird, Abdampfen bis zur Krystallhaut, Einrühren von Kalkstein und Steinkohlenpulver, Glühen der eingetrockneten Masse im Muffelofen bei Luftabschluss, Ableiten der Arsendämpfe in Condensationskammern unter Zuführung von Luft hinter der Muffel; Erforderniss eines Zusatzes von kohlensaurem Kalke, da arsensaures Natron durch Kohle allein nicht zerlegt wird. **Anilinrückstände.**

b) **Gasröstöfen.** Ribas.[6]) Rösten von Posten von 750 kg Arsenkies in 6 St. auf 50 Proc. Mehl, Gröbmachen mit 250 kg Giftmehl in Kesseln von 0.63 m Tiefe und 0.42 m Weite in 8 St. mit 75 kg Holz und 50 kg Steinkohlen bei $6^1/_2$ Proc. Verlust; Raffination von 200 kg in 7 St. mit 67 kg Holz und 33 kg Steinkohlen bei 96 Proc. Ausbringen. Während im Muffelofen in 24 St. 1000 kg Erz mit 6.2 hl Steinkohlen abgeröstet werden mit 60 Pf. Brennmaterialkosten pro 100 kg Erz, so setzt der Gasofen in gleicher Zeit 3000 kg Erz mit 200 kg Cokes durch bei 20 Pf. Brennmaterialkosten pro 100 kg Erz. **Ribas.**

Freiberg.[7]) Rösten schwefelkiesfreier bleiischer Arsenerze mit 10—40 Proc. As in Posten von 1100 kg, durch Fülltrichter eingebracht, 5—8 St.; Rückstände mit 1.5—2 Proc. As zur Bleiarbeit. — Erhitzen von 600 kg Flugstaub mit über 25 Proc. As 6 St., öfteres Auflockern und Umschaufeln bei starker Rothgluth bis fast zur Schmelzung, Vorrücken der Post von dem Fuchse gegen die Feuerbrücke, nachdem die zur Bleiarbeit kommenden Rückstände zur Seite geschoben; Ausbringen 85 Proc. vom Vorlaufen im Flugstaube, Verbrauch von 12 hl Gascokes in 24 St.; unreinstes graues Giftmehl aus der Nähe des Ofens nochmals sublimirt (dublirt). Schmelzen der im Giftcanale befindlichen halbgeschmolzenen gröberen Stücke in eisernen Kesseln von 54 cm Durchm. und 47 cm Tiefe, welche auf Eisenplatten ruhen, cylindrischer Hut 141.5 cm hoch, bis zu 94 cm Höhe 56.6 cm weit, von da konisch bis auf 14 cm Weite und mittelst Rohres mit einem Condensationscanal verbunden; 1 Kessel hält 60—100 und mehr Sublimationen aus; derartige Regelung der Temperatur dabei, dass die Dämpfe langsam bei kreisender Bewegung aufsteigen. Charge 125—150 kg, wovon $^7/_8$ des Vorlaufens **Freiberg.**

1) Dingl. 211, 248. 2) Kerl, Met. 1, 728. 3) Kerl, Met. 4, 520. 4) Kerl, Oberharz. Hüttenpr. 1860, S. 536, 701. 5) Verh. d. Ver. z. Beförder. d. Gewerbfl. 1876, Hft. 3, S. 211 (Winkler); 1877, S. 155 (Martius). 6) B. u. h. Ztg. 1853, S. 767. 7) Plattner-Richter's Hüttenkunde 2, 319. B. u. h. Ztg. 1871, S. 245; 1876, S. 81. Preuss. Ztschr. Bd. 18, S. 188.

Glas erfolgen mit $^1/_2$—$^3/_4$ hl Steinkohlen, Dauer 8—12 St.; Transport des Glases und Mehles in Blechgefässen, die in Holzkästen gethan werden. Ganz feiner Staub von arseniger Säure schmilzt nicht zusammen, weshalb krystallinische Säure zur Sublimation genommen werden muss.

Ribas. c) **Gewöhnliche Flammöfen.** Ribas. Rösten von 1200 kg Arsenkies in 24 St. mit 2.6 cbm Holz und 1 Mark 26 Pf. Kosten für Brennmaterial pro 100 kg Erz.

Sachsen (S. 495) und Cornwall (S. 495). Rösten Arsenkies enthaltender Zinnerze.

Anilinrückstände. Anilinrückstände[1]), bestehend in arsenarmen harzartigen Rückständen (*a*), welche bei der wässerigen Ausziehung des Fuchsins aus der Rohschmelze zurückbleiben, und feste Rückstände (*b*) vom Eindampfen der Laugen. Verarbeitung im Flammofen, auf dessen Roste die Rückstände *a* verbrannt werden, von wo die heissen Gase und Dämpfe über die Rückstände *b* auf dem Herde geleitet werden; die aus beiden Räumen entwickelte arsenige Säure zieht über 4 neben einander unter einem Gewölbe liegende Abdampfpfannen für obige Laugen hin, in der die verflüchtigte arsenige Säure theilweise condensirt wird, dann Ableiten der Gase und Dämpfe durch einen Canal in Kammern mit Scheidewänden, von da durch noch eine Kammer in den Schornstein. — Parnell setzt dem arsensauren Kalke vom Erhitzen der Rückstände Sand und Kohle zu und erhitzt, wobei unter Verflüchtigung von Arsen Kalksilicat zurückbleibt.

192. Schwefelarsen (farbige Arsengläser). Dasselbe wird in nachstehenden beiden Verbindungen hergestellt:

Realgar. 1) Realgar (Rother Arsen, Rothglas, Rauschroth, Sandarach, Rubinschwefel, Arsenrubin), AsS mit 70.15 As und 29.85 S (angewandt hauptsächlich in der Gerberei zum Enthaaren der Felle, weniger in der Färberei zur Reduction des Indigo, in der Feuerwerkerei u. s. w.). Die Darstellung desselben geschieht immer auf die

Rohmaterialien. Weise, dass man metallisches Arsen (nicht arsenige Säure) mit Schwefel in einem passenden Verhältnisse verbindet, sei es durch gemeinschaftliche Sublimation geeigneter Erze (Arsen- und Schwefelkies) oder durch Sublimiren von Arsenkies und Schwefel. Das Gemenge von Arsen- und Schwefelkies findet sich entweder schon in dem aufbereiteten Erze vor (Freiberg) oder wird künstlich zusammengesetzt (Ribas).

Durch blosses Zusammenschmelzen von Schwefel und Arsen entstehen bei grösseren Verlusten durch Verflüchtigung minder schön gefärbte Verbindungen, welche beim Sublimiren sicht leicht in mehrere verschieden gefärbte Producte zerlegen.[2]) Arsenige Säure und Schwefel geben beim Zusammenschmelzen Producte, welche weder in der Farbe, noch in der Zusammensetzung dem Realgar des Handels entsprechen, wegen eines Gehaltes an arseniger Säure giftig sind und sich für manche Zwecke nicht eignen, z. B. nicht zur Reduction des Indigo, zur Hagelgiesserei u. s. w. Auch entsteht grösserer Verlust an Schwefel durch Oxydation desselben durch die arsenige Säure. Zuweilen kommt durch Schwefelwasserstoff in Schwefelsäurefabriken aus Schwefelsäure gefälltes Schwefelarsen zur Verwendung (Freiberg). — Nach Gelis[3]) entsteht beim Erhitzen von Schwefel mit einem Ueberschusse von Arsen korallenrothes krystallinisches Bisulfür, verschieden von dem mit dem Namen falscher Realgar belegten Producte. Herrscht Schwefel vor, so erfolgt Protosulfür. 1 Arsen mit 7—8 Schwefel giebt ein Product, aus welchem Lösungsmittel (Ammoniak, Schwefelkohlenstoff) verschiedene Verbindungen ausziehen. Wirken Schwefel und Arsen innerhalb der Grenzen As_2S_3 und As_2S_5 auf einander ein, so entstehen Gemenge von Bi-, Tri- und Pentasulfür mit verschiedenen, aber schönen Farben, welche Producte unter dem Namen künstlicher Realgar, künstliches Operment, sächsisches Orpin, Arsenrubin vorkommen.

Beschickungsproben. Guter Realgar besitzt eine morgenrothe ins Hyacinthrothe und Braune übergehende Farbe bei pomeranzgelbem Striche, ist amorph,

1) Ber. d. deutsch. chem. Ges. 1879, S. 308. 2) Kerl, Met. 4, 530. 3) Dingl. 211, 23. Wagner's Jahresber. 1874, S. 191.

durchscheinend, flüchtiger als Rauschgelb und letzteres wieder flüchtiger als arsenige Säure. Nicht immer erfolgt die schönste Farbe, wenn man die Ingredienzien nach dem stöchiometrischen Verhältnisse zusammensetzt. Es bedarf deshalb für den Betrieb im Grossen erst der Anstellung von Beschickungsproben im Kleinen, um das Verhältniss zu ermitteln, welches ein Product von bestimmter Farbe giebt.

Manipulationen.

Operationen. Bei der Sublimation der angegebenen Materialien erhält man ein ungleichmässiges, meist streifiges Product (Rohglas), welchem durch Umschmelzen (Läutern) und Zusatz von Schwefel oder Arsen resp. Homogenität und der erwünschte Farbenton gegeben wird.

Rohglaserzeugung.

a) Darstellung von Rohglas. Arsenkies giebt beim Erhitzen unter Luftabschluss höchstens 46 Proc. Arsen, Schwefelkies der Theorie nach 23, auf Hüttenwerken aber nur 15—18 Proc. Schwefel. Während nach stöchiometrischem Verhältnisse zur Erzeugung von 100 Realgar 130.4 Thle. Schwefelkies und 152.1 Arsenkies erforderlich sind, verwendet man im Grossen meist gleiche Theile.

Oefen.

Die Sublimiröfen (Rothöfen) sind entweder Galeerenöfen (Fig. 279) mit discontinuirlichem Betriebe oder Retortenöfen mit continuirlichem Betriebe in Gestalt der zur Leuchtgasfabrikation angewandten Apparate, welche an der Hinterseite gefüllt und entladen werden können.

Fig. 279.

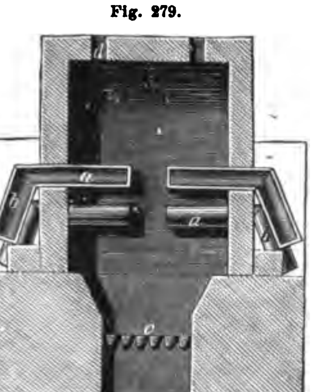
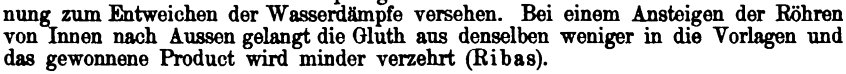


Fig. 279. *a* 22 Thonröhren oder Krüge von 0.63 m Länge, 0.16 m Weite, der im Ofen befindliche Theil mit Lehm überzogen. *b* Vorlagen von 0.47 m Länge und 0.16 m Weite mit Lehm an die Retorten lutirt und oberflächlich mit einer 0.86 qcm grossen Oeffnung zum Entweichen der Wasserdämpfe versehen. Bei einem Ansteigen der Röhren von Innen nach Aussen gelangt die Gluth aus denselben weniger in die Vorlagen und das gewonnene Product wird minder verzehrt (Ribas).



Freiberg.

Freiberg. Ofen mit 12 Chamotteröhren (aus 1 Thon und 1 Chamotte) von 1.4 m Länge, 11.8 cm Weite, 1.7 cm Wandstärke und 3.5 cm Fall in 3 Reihen zu 5, 4 und 3 Stück, darunter noch leere Röhren zur Abhaltung der Stichflamme. An der Chargirseite sind die Röhren mit einer Thonplatte geschlossen, das vordere hervorragende Ende ist zusammengezogen und nimmt als Vorlage einen Eisenblechkasten auf, welcher mittelst einer Oeffnung den Wasserdämpfen den Ausgang und die Beobachtung des Processes gestattet. — Plesch[1]) sublimirt Arsenmehl und Kies in eisernen horizontalen Retorten mit eisernen Vorlagen und Ableitungsvorrichtung für die entwickelte, nutzbar zu machende schweflige Säure.

Verfahren.

Man erhitzt die zu $^2/_3$ geladenen Röhren allmählich bis zur Rothgluth, lässt bei intermittirendem Betriebe den Ofen erkalten, nimmt die Vorlagen ab und das darin enthaltene Rohglas behufs der Läuterung heraus. Man sucht beim Sublimiren lieber ein festeres dunkleres arsenreicheres, noch Schwefel bedürftiges Product zu erzeugen, als ein pulveriges leichtzerreibliches hellrothes Sublimat, welches noch eines Arsenzusatzes beim Läutern bedarf.

Rohglasläutern.

b) Läutern des Rohglases. Dieses besteht in einem raschen

1) Dingl. 232, 285.

Einschmelzen bei bis zur Rothgluth gesteigerter Hitze in eingemauerten gusseisernen Pfannen (Fig. 280), Durchrühren der geschmolzenen Masse, Abziehen der Unreinigkeiten (Läuterschlacke), Einrühren von Schwefel[1]) zur Herstellung hellerer Sorten oder Arsen für dunklere (statt dessen wohl Rohglas oder sogenanntes mageres Schwefelarsen mit vorwaltendem Arsengehalte) mit einem runden eisernen Stabe, nochmaliges Abziehen der Schlacke, wenn das Glas dünn vom Eisenstabe abfliesst und nach dem Erkalten bei gehöriger Farbe dicht ist, dann Ablassen der flüssigen Masse in konische Formen von Eisenblech (Läutertöpfe), Bedecken derselben und Zerschlagen der erkalteten Barren in Stücke.

Fig. 280.

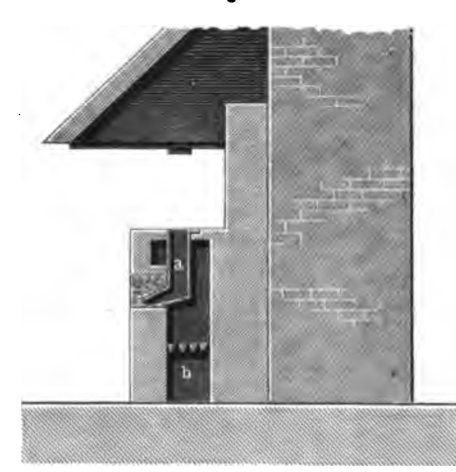


Fig. 280. *a* Pfanne von 0.79 m Länge, 0.52 m Höhe und 0.21 m Breite. *b* Rost.

Beispiele. Erzgebirge. **Galeerenöfen.** Sächsisches Erzgebirge.[2]) Erhitzen gleicher Theile Schwefel- und Arsenkies in zu $^2/_3$ gefüllten Röhren (Fig. 279) während 10—12 St. und Läutern des Glases in angegebener Weise.

Ribas. Ribas.[3]) Erhitzen von 400 kg Beschickung aus gleichen Theilen Arsen- und Schwefelkies in ansteigenden Thonröhren während 6—7 St. mit 100 kg Holz und 150 kg Steinkohlen, Erfolg von 75 kg Rohglas, welches in Quantitäten von 200 kg in 2 St. in 0.79 m unten und 0.94 m oben langen, 0.31 m unten und 0.39 m oben breiten und 0.71 m hohen Pfannen mit 100 Stück Torf abgeläutert wird, indem man für dunklere Sorten 20—25 kg, für lichtere etwa 15 kg Schwefelzusatz giebt.

Reichenstein. Reichenstein.[4]) Erhitzen von 250 kg röschem Arsenikalkiesschlieg und 39 kg Rohschwefel in dem Fliegensteinofen (S. 506), Erfolg von 75 kg Rohglas, Umschmelzen von 200 kg davon in Pfannen bei Zusatz von 30 kg raffinirtem Schwefel und Erfolg von 214 kg Realgar; ein schwefelärmeres Product hat den Namen Rubinglas oder rother Schwefel mit 34.97—36.57 Schwefel, also 5.07—6.63 Proc. im Ueberschusse gegen As S vorhanden.

Freiberg. **Röhrenöfen.** Freiberg.[5]) Beschicken gattirter, Arsen- und Schwefelkies enthaltender, möglichst bleifreier Schliege mit 15 Proc. As und 26—28 Proc. S in Oefen mit 12 Röhren (S. 515), sämmtlich mit 400 kg Erz alle 8 St. beschickt; Rückstände mit $^1/_2$ Proc. As und 23—24 Proc. S zum Rösten in Schüttöfen und Fortschaufelungsöfen, dann zur Bleiarbeit. Inhalt der Vorlage erst entleert, nachdem die Röhren dreimal besetzt sind; erfolgendes Rohglas theils compact, theils pulverförmig, ersteres zum Läutern, letzteres zum Umsublimiren, wobei 200 kg mit 6 kg Schwefel gemengt, geschmolzen und dann geläutert werden. Läutern: Schmelzen von 150 kg Rohglas mit 18—27 kg Schwefel während $^1/_2$—2 St. in einem Eisenkessel von 418 mm Durchmesser und 575 mm Tiefe; Erfolg von kirschrothem Producte (Stralgen) mit etwa 70 Proc. As und 30 Proc. S, welches aus dem Kessel abgestochen wird in eiserne Pfannen; Zusatz der Läuterschlacke bei der Rohglaserzeugung. Erfolg von 37.5—60 kg Rothglas bei Erzen mit 10—15 Proc. Arsen. Man sucht zunächst ein möglichst fettes, d. h. arsenreiches Glas zu erzeugen und giebt dann den fehlenden Schwefel bei der Läuterung zu. Statt Arsen- und Schwefelkies auch wohl, aber seltener, Verwendung von Arsen und Schwefel oder Arsenkies und Schwefel, welche Bestandtheile zu-

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 776. 2) Kerl, Met. 4, 528. 3) B. u. h. Ztg. 1853, S. 774 (.. Zeichn.). 4) Fresen. Ztschr. 1871, S. 308. 5) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245.

sammengeschmolzen und sublimirt werden. Die Zerkleinerung des Schwefelarsens findet in Brückner'schen Kugeltrommeln statt.[1])

2) Rauschgelb (Auripigment, Operment) As_2S_3 mit 61.04 As und 38.96 S. Das in seiner Zusammensetzung von dem Minerale Rauschgelb sich wesentlich unterscheidende Kunstproduct von schön citron- bis pomeranzgelber Farbe erfolgt durch Zusammenschmelzen oder Sublimiren eines Gemenges von arseniger Säure[2]) (nicht Arsen) und Schwefel ($2\,As_2O_3 + 9\,S = 2\,As_2S_3 + 3\,SO_2$), wobei höchst giftige Producte als Gemische von Schwefelarsen mit bis 97 Proc. arseniger Säure in den helleren und 1—15 Proc. davon in den dunkleren Sorten erfolgen. Es ist in dem Rauschgelb entweder Schwefelarsen nur in arseniger Säure suspendirt oder mit ihr zum Theil chemisch verbunden. **Rauschgelb.**

Beim Zusammenschmelzen der Ingredienzen im stöchiometrischen Verhältnisse (100 arsenige Säure und 73 Schwefel) erfolgen minder schöne Farben, als bei geringerem Schwefelzusatze, z. B. $^1/_3$—$^1/_5$.

Die Sublimation geschieht in den Arsenikglassublimiröfen (Fig. 278) bei einer Temperatur, in welcher das Sublimat oben in den Trommeln schmilzt. Bei höherer Temperatur entweichen viel Dämpfe, bei zu niedriger erfolgt ein staubiges Product. Der Process ist beendigt, wenn ein in den Hut eingebrachtes blankes Eisen keinen Anflug erhält. Man hält das gute Glas als Handelswaare von dem streifigen Glase und gelben Pulver aus, schmilzt oder sublimirt ersteres nochmals um und setzt letzteres beim nächsten Sublimiren wieder zu. **Sublimation.**

Reichenstein. Erhitzen von arseniger Säure mit 5 Proc. gepulvertem Schwefel bei allmählich steigender Temperatur bis zur Rothgluth. Nach Buchner[3]) enthielten durchscheinendes und gestreiftes, doppelt raffinirtes intensiv gefärbtes und homogenes, sowie Glas von minder intensiver Färbung resp. 2.5, 1.05 und 1.34 Proc. Schwefel, entsprechend 6.4, 2.68 und 3.43 As_2S_3. **Beispiele.**

Freiberg. Einsatz von 2—4 kg ($2^1/_2$ Proc.) Schwefel auf den Boden des Sublimirkessels, darauf 125 kg arsenige Säure und Sublimiren, wobei $^7/_8$ Arsenglas erfolgen und zwar unten im Hute gutes Glas; oberes zum Umschmelzen und Mehl zum nochmaligen Sublimiren.

XI. ANTIMON.

193. Antimonerze. Zur Antimongewinnung[4]) kommen hauptsächlich in Anwendung: **Erze.**

Grauspiessglanz (Antimonglanz, Antimonit), Sb_2S_3 mit 72.8 Proc. Sb, zuweilen silberhaltig (Arany-Idka, Australien)[5]) und goldhaltig (Magurka, Australien).[6])

Auf Gängen und Lagern in krystallinischen Silicatgesteinen und in Gesteinen der Grauwackenformation, u. a. im Erz- und Fichtelgebirge, zu Wolfsberg am Harze, Arnsberg

---

1) Notizbl. d. deutsch. Ziegler-Vereins 13, 49. 2) Kerl, Met. 4, 528. B. u. h. Ztg. 1858, S. 778. 3) B. u. h. Ztg. 1871, S. 245. 4) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Antimon. 5) Leoben. u. Přibr. Jahrb. 1867, Bd. 17. Borneo: Verhandl. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1876, Nr. 4, S. 87. Kansas: Transact. of the Amer. Inst. of Min. Engin. Vol. 3, p. 150. Canada: B. u. h. Ztg. 1874, S. 237. 6) Verhandl. d. k. k. geolog. Reichsanst. 1868, Nr. 7.

(Casparizeche) in Westphalen, Magurka in Ungarn, Mileschau und Schönberg in Böhmen, Malbosc in Frankreich, Italien, England, Spanien, Portugal, Toscana, Sibirien, Indien, Australien, Nord- und Südamerika, auf Borneo.[1]) Fast alles in England consumirte Antimon kommt aus Indien (Singapore); Algier und Corsika besitzen bedeutende Antimonlagerstätten. Man sortirt die Erze nach der bergmännischen Gewinnung bei der Aufbereitung gewöhnlich in: Stufferze, reine Stücke mit über 90 Proc. Schwefelantimon, zum Verkauf; in Saigererze, Stückerze, reicher an Gangart mit 45—90 Proc. Schwefelantimon zur Darstellung von Ant. crudum; in Schmelzerze von etwa dem Gehalte der Saigererze zur Darstellung von Antimonmetall, als Abfall von der Handscheidung der vorigen Sorten wegen kleineren Kornes nicht zum Saigern geeignet; in Wascherze (Pochgänge, Abfälle von der Handscheidung, Grubenklein) von der Concentration durch weitere Aufbereitung, welche je nach ihrem Gehalte wie Stufferze oder Schmelzerze behandelt werden.

Berthierit FeS, Sb_2S_3 oder $FeSb_2S_4$ mit 56.7 Proc. Sb, zuweilen mit Grauspiessglanz in grösseren Mengen vorkommend (Ungarn, Auvergne u. s. w.)

Weissspiessglanz (Antimonblüthe, Weissantimonerz), Sb_2O_3 mit 84.3 Sb.

Auf Lagerstätten des Antimonglanzes und durch Oxydation desselben entstanden; in grösserer Menge in Constantine und Mexico (Sonora).[2])

Rothspiessglanz (Antimonblende) $Sb_2O_3, 2Sb_2S_3$ mit 75.05 Sb, mit Antimonglanz in Toskana und Constantine.[3])

Kunstproducte.

Von Kunstproducten dienen zuweilen antimonreiche Hüttenspeisen, z. B. aus Fahlerzen, zur Antimongewinnung (Ungarn).[4]) Ein Antimongehalt von Bleierzen wird im daraus gewonnenen Hartblei (S. 112) nutzbar gemacht.

Production.

Production. Production nach Petitgand in 1868 an Metall und Erzen: Grossbritannien 1960, Frankreich 580, Oesterreich 800, Deutschland 665, Italien 100, Spanien 85, zusammen 4170 t = 4 107 000 kg; 1876 wurden gewonnen in Preussen 23.95, in Oesterreich 45.6 t Erz; an Metall producirte letzteres 144.6 t. Die Hauptlieferanten Oesterreichs sind: Madersbach Livius in Beczete (Rosenau, Ungarn), Schnabel & Co. in Oravicza und Mayden, Dinec und Sohn in Lipto Spt. Miklos, Fritsche in Ober-Metzenseifen bei Schmöllnitz, zu Milleschau, Selcan in Böhmen, Bohrer zu Lend oder Sachsenburg (Kärnthen).

Darstellungsmethoden.

194. Antimongewinnungsmethoden. Dieselben beschränken sich auf Hüttenwerken entweder nur auf das Ausschmelzen des Schwefelantimons (Antimonium crudum) aus der beibrechenden Gebirgsart oder auch auf die Darstellung von metallischem Antimon (Regulus stellatus antimonii) aus dem Antimonium crudum, neuerdings auch direct aus den Erzen. Das erfolgende Product bedarf meist noch einer Raffination.

Der Verbrauch an metallischem Antimon ist seit Darstellung von Hartblei (S. 112) auf Blei- und Silberhütten beschränkt worden; aus mit Antimon übersättigtem Hartblei kann metallisches Antimon auskrystallisiren.[5])

Smith gewinnt Antimon auf nassem Wege durch Auflösen des feingepulverten Erzes in heisser Salzsäure in hölzernen Trögen, fällt aus der Lösung Antimon durch Zink oder Eisen und schmilzt dasselbe nach dem Auswaschen unter einer Kohlenstaubdecke im Tiegel zusammen.

---

1) Dingl. 173, 152. 2) Oest. Ztschr. 1880, S. 650. 3) B. u. h. Ztg. 1877, S. 438.
4) B. u. h. Ztg. 1859, Nr. 37; 1866, S. 23, 30, 135; 1868, S. 49. 5) B. u. h. Ztg. 1877, S. 296.

195. Aussaigern von Antimonium crudum. Das Schwefelantimon lässt sich schon bei mässiger Rothgluth aus den strengflüssigen Gebirgsarten (meist Quarz oder Silicate) ausschmelzen, wobei 10—12 Proc. Antimon in den Rückständen bleiben. Je niedriger die Temperatur beim Saigern, um so reiner und schönstrahliger fällt das Product aus, aber um so antimonreicher ist auch der Rückstand, welcher die Bergarten mit Schwefelantimon glasirt zeigt. Bei Anwendung höherer Temperaturen verflüchtigt sich das Schwefelantimon, in Weissglühhitze vollständig. Das Saigern geschieht seltener und dann nur mit grossen Metallverlusten, allerdings bei vollständigerer Ausnutzung des Brennmateriales, direct auf dem Herde eines Flammofens (früher in Ramée[1]) und Linz[2]), als in Gefässen (Töpfen oder Röhren), welch letzteres Verfahren bei erhöhtem Brennstoffaufwande ein grösseres Ausbringen gestattet. Die Auswahl der einen oder andern Methode richtet sich hauptsächlich nach der Reichhaltigkeit und Korngrösse des Erzes und dem Preise des Brennmateriales und des Antimonium crudum. Damit das Product das im Handel verlangte strahlig-krystallinische Gefüge neben metallischem Glanz und Graphitfarbe erhält, muss dasselbe langsam erkalten; bei rascher Abkühlung wird dasselbe unansehnlich. Dasselbe kann Eisen, Blei, Kupfer und Arsen enthalten. Theorie. Saigermethoden.

Analysen von Antimonium crudum: Analysen.

	Sb	Pb	Fe	As	S	Cu
a.	62.477	10.403	0.700	Spr.	26.420	—
b.	59.674	11.956	0.630	Spr.	27.740	—
c.	70.255	—	0.315	—	29.430	—
d.	71.980	—	Spr.	—	28.020	—
e.	—	3.75	2.85	—	—	0.50
f.	—	5.53	0.35	0.79	—	0.10.

a. Kronacher Schw., bunt angelaufen, nach Wittstein. b. Desgleichen, nicht bunt angelaufen. c. Ungarisches Schw. d. Englisches Schw. e. Von Magurka. f. Von Arany-Idka.

	g.	h.	i.
Fe S	1.102	4.093 }	3.235
Pb S	—	— }	
As_2S_3	0.568	3.403	0.247
Sb_2S_3	98.330	92.504	96.518

g. Von Rosenau (Ungarn) nach Löwe.[3]) h. Von Liptau (Ungarn). i. Von Neusohl (Ungarn). Nach Reichardt[4]) enthält Schwefelantimon von Schleiz (neben wenig Eisen und bei Abwesenheit von Blei) strahliges 0.152, körniges 0.040, aus Spanien 0.063, von Rosenau 0.150, von Wolfsberg 0.235, von Brandholz im Fichtelgebirge 0.185 und aus Ostindien 0.490 As_2S_3; das Arnsberger Product von Casparizeche ist arsenfrei. Mirus fand in Schwefelantimon des Handels bis 30 Proc. Quarz.

1) Discontinuirlicher Betrieb. Discontinuirlicher Betrieb.

a) Saigern in Töpfen bei freiem Feuer. Dieses Verfahren empfiehlt sich für reichere, nicht hohe Temperatur erfordernde Erze bei billigem Holze wegen grosser Production ohne Nachtheil für die Gesundheit der Arbeiter und der Herstellbarkeit der Saigervorrichtung unmittelbar neben der Grube, wo dann die geringeren Transportkosten den höhern Brennstoffaufwand wieder aufwägen. Herdöfen.

Der Saigerapparat ist sehr einfach herzustellen. Saigerapparat.

1) Karsten's Arch., 1. R. 18, 178. 2) Ebend. 12, 380. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 321. 4) Dingl. 169, 281.

Beispiele. Wolfsberg.

Wolfsberg am Harz (Fig. 281). *a* mit Zuglöchern versehene, aus losen Steinen zusammengestellte Wände. *b* Thongefässe zur Aufnahme des Erzes, mit Deckel zu versehen und mit durchlöchertem Boden. *c* Recipienten, behufs langsamer Abkühlung des Inhaltes in schlechte Wärmeleiter *d* (Asche, Sand, Erde) eingegraben.

Fig. 281.

Malbosc.

Malbosc. 25—30 Tiegel von 0.33 m Höhe und 0.22 m oberer Weite zwischen zwei 0.25 m hohen und 0.40 m von einander abstehenden Wänden.

Magurka.

Magurka (Ungarn). Bedecken eines trockenen freien, 3.14 m breiten Platzes 0.16 m hoch mit Asche- und Kohlengestübbe, Einsenken von 29—30 irdenen Recipienten von 0.29 m Höhe in einer Linie dicht nebeneinander zu etwa $^3/_4$ der Höhe in die Sohle. Aufstellen von 33—34 solcher Reihen in 0.32 m Entfernung nebeneinander, Einstellen eines Topfes von 0.29 m Höhe mit 3 runden 20 mm grossen Löchern im Boden in den Recipienten und in ersteren noch eines zweiten Topfes mit herausgeschlagenem Boden.

Saigerverfahren.

Das Verfahren beim Saigern besteht darin, dünnspaltiges trockenes Scheitholz in etwa 0.63 m langen Stücken in die Zwischenräume zu legen, darauf eine dünne Querlage von auf zwischen den Reihen eingelegten Stangen ruhendes Holz zu bringen und dieses rasch von allen Seiten mit Holzfackeln anzuzünden (Wolfsberg, Magurka); oder Füllen des Raumes um die Tiegel mit Steinkohlen und Entzünden derselben mit Reisig (Malbosc), Abkühlenlassen der Recipienten und Zerschlagen derselben mit der Vorsicht, dass sie sich (etwa die Hälfte) wieder lutiren und brauchen lassen (Malbosc).

Beispiele. Magurka.

Magurka.[1]) Charge für jeden der beiden in einander stehenden Töpfe 4—5 kg, Erfolg von 4000—4250 kg Schwefelantimon in $1^1/_2$ St. mit 38—41 cbm Holz. Bei hohen Antimonpreisen kann die nochmalige Verarbeitung der Saigerrückstände (Saigerschlacken) durch Aufbereitung auf Stossherden, Todtrösten, Schmelzen mit 6—10 Proc. Glaubersalz, 10 Proc. Antimonium crudum und 10 Proc. Kohlenklein auf einen Rohkönig und Raffiniren desselben mit 20 Proc. Ant. crud., 1 Proc. Schwefelkies und 3 Proc. Potasche sich empfehlen. — Früheres Verfahren zu Rosenau[2]) und zu Dobschau, von wo man die Erze jetzt nach England verkauft; schwacher Betrieb in Grossgöllnitz (Zips).

Malbosc.

Malbosc (Frankreich). 4 Schmelzungen mit Chargen von 15 kg Erz pro Topf in 40 Stunden, bis der Recipient voll ist; auf 100 kg ausgebrachtes Schwefelantimon gehen 300 kg Steinkohlen und 40 kg Holz. 20 Töpfe mit 1200 kg viermaliger Füllung liefern in 40 St. 469 kg Schwefelantimon mit 1487 kg Steinkohlen und 200 kg Reisig.

Wolfsberg.

Wolfsberg. Durch Handscheidung und Ausklauben gereinigte Erze geben Rückstände mit $^1/_{10}$—$^1/_4$ ihres Gewichtes Schwefelantimon.

Flammöfen.

b) Saigern in Töpfen in Flammöfen. Dieses Verfahren wird bei ärmeren, eine höhere Temperatur erfordernden Erzen und besserer

1) Oest. Ztschr. 1856, S. 59. B. u. h. Ztg. 1861, S. 123; 1862, S. 408. Verhandl. d. k. k. geol. Reichsanst. 1868, Nr. 7. — v. Kerpely's Ungar. b. u. h. Ztg. 1879, Nr. 19. Hofmann, Ber. über die Entwickel. d. chem. Industr., Braunschweig 1875, S. 975. 2) Oest. Ztschr. 1878, Nr. 49. B. u. h. Ztg. 1879, S. 112.

Ausnutzung des Brennmateriales zweckmässig angewandt, wobei aber die Gesundheit der Arbeiter mehr leiden kann (La Lincouln in Frankreich, Wolfsberg, Schleiz).

La Lincouln (Fig. 282, 283). *a* irdene Töpfe von 0.5 m Höhe, 0.29 m oberem und 0.24 m unterem Durchmesser, auf bauchigen Untersätzen *b* von 0.24 m Höhe, 0.26 m Weite im Bauche und 0.21 m Weite oben und unten. *c* Feuerung. *d* Füchse. *e* Esse. *f* Fundament. Chargiren von 20 kg Erz in jeden Topf, zu unterst reiches, Beispiele. La Lincouln.

Fig. 282.

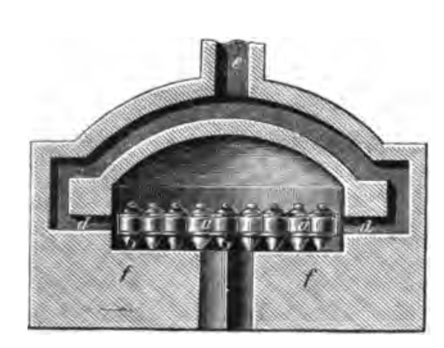
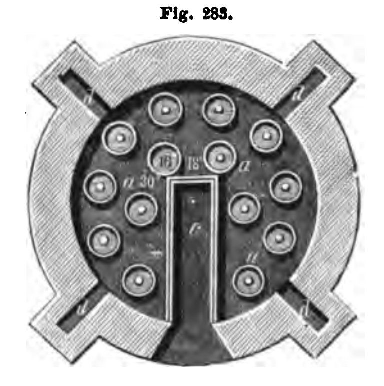


Fig. 283.



darauf ärmeres, zu oberst ärmstes; 1stündiges schwaches Feuern, damit die Stücke nicht zerspringen, dann 3stündiges stärkeres und zuletzt wieder 2stündiges schwächeres Feuern; Abkühlenlassen des Ofens während 20—24 St., Entfernung der Kuchen von 10—12 kg Gewicht aus den Recipienten, Ausbringen von 50 Proc. Schwefelantimon mit 0.46—0.49 cbm Birkenholz auf 1500 kg Erz.

Milesov in Böhmen.[1]) Derbe Scheideerze sind Handelswaare; Saigererze werden in 2 Oefen in Töpfen mit Holzfeuerung gesaigert; Schliege in 2 Röstöfen geröstet und in 2 Regulusöfen auf Metall verarbeitet. Milesov.

Schleiz.[2]) Verkaufen der reicheren Erze und Saigern der ärmeren oder Verschmelzen beider auf Regulus; Saigern und Schmelzen geschieht im Flammofen, das Reguliren im Tiegelofen. Schleiz.

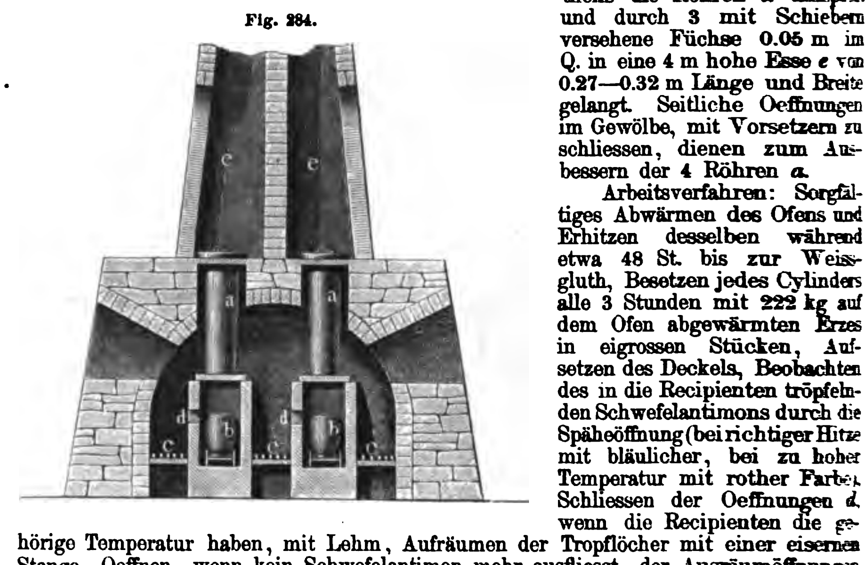
2) Continuirlicher Betrieb. Derselbe gestattet eine grössere Production in einer gewissen Zeit bei vollständigerer Ausnutzung des Brennmateriales. Seltener werden nach einer älteren Einrichtung in Schmöllnitz Töpfe in einem Flammofen um eine Feuerung im Kreise herumgestellt, welche durch vom Boden abgehende gekrümmte Röhren mit ausserhalb des Ofens stehenden Recipienten in Verbindung sind. Vortheilhafter hinsichtlich des Aufwandes an Brennmaterial, an Arbeitslöhnen und des Ausbringens ist das französische Verfahren in stehenden Röhren (Malbosc). Continuirlicher Betrieb. Methoden.

Malbosc[3]) (Fig. 284). *a* 4 Röhren (je 2 nebeneinander) von 1 m Höhe, 0.25 m oberer und 0.2 m unterer Weite und 0.015 m Wandstärke, auf einem mit 0.01 m weitem Ausflussloche für das Schwefelantimon versehenen Teller stehend und mit einem seitlichen Ausschnitte am Boden von 0.07 m Breite und 0.12 m Höhe zum Ausräumen der Rückstände, während des Saigerns mit Thonpfropfen verschlossen, welche durch einen entsprechenden gewölbten Canal im Aussengemäuer eingeschoben werden. *b* auf Wagen transportable gusseiserne Recipienten von 0.3—0.35 m Höhe, 0.25 m oberer und 0.15 m unterer Weite, innen mit Letten ausgeschmiert und äusserlich mit Handhaben versehen. *c* Feuerungen mit 1.35 m langen und 0.27 m breiten Beispiel. Malbosc.

1) Leoben. Jahrb. 1874, Bd. 22, S. 371. 2) Dingl. 169, 281. B. u. h. Ztg. 1863, S. 380. 3) Karsten's Arch. 1. R. 18, 158. Lampadius, Fortschr. 1839. S. 243. Muspratt's Chem. 1, 770.

Rosten, von denen aus die Flamme theils durch 0.08—0.1 m hohe und breite Züge *d* in 0.48 m hohe, 0.35 m breite und 2.70 m lange, an beiden Seiten mit eisernen Thüren (darin Spähelöcher) verschliessbare Canäle, worin die Recipienten stehen, tritt theils die Röhren *a* umspielt und durch 3 mit Schiebern versehene Füchse 0.05 m im Q. in eine 4 m hohe Esse *e* von 0.27—0.32 m Länge und Breite gelangt. Seitliche Oeffnungen im Gewölbe, mit Vorsetzern zu schliessen, dienen zum Ausbessern der 4 Röhren *a*.

Fig. 284.



Arbeitsverfahren: Sorgfältiges Abwärmen des Ofens und Erhitzen desselben während etwa 48 St. bis zur Weissgluth, Besetzen jedes Cylinders alle 3 Stunden mit 222 kg auf dem Ofen abgewärmten Erzes in eigrossen Stücken, Aufsetzen des Deckels, Beobachten des in die Recipienten tröpfelnden Schwefelantimons durch die Späheöffnung (bei richtiger Hitze mit bläulicher, bei zu hoher Temperatur mit rother Farbe), Schliessen der Oeffnungen *d*, wenn die Recipienten die gehörige Temperatur haben, mit Lehm, Aufräumen der Tropflöcher mit einer eisernen Stange, Oeffnen, wenn kein Schwefelantimon mehr ausfliesst, der Ausräumöffnungen unten an den Röhren, Ausziehen der Rückstände, Putzen der Röhren von oben, Entfernung der Recipienten, wenn sie bis zu $^2/_3$ (mit etwa 40 kg) gefüllt sind, indem während des Auswechselns derselben ein erwärmter eiserner Löffel unter das Tropfloch gehalten wird. Schmelzcampagne 20 Tage. Ausbringen 50 Proc. Schwefelantimon. Verbrauch von 64 Thln. Steinkohle auf 100 Thle. davon bei 1.53 Frcs. Kosten für Arbeitslöhne und 1.28 Frcs. für Brennmaterial, während diese bei dem S. 520 angegebenen Verfahren resp. 2.21 und 6.34 Frcs. betragen.

Rückstände. Zugutemachung der Saigerrückstände. Die Saigerrückstände enthalten bis 20 Proc. und mehr Schwefelantimon. Hering[1]) hat vorgeschlagen, dieselben auf trockenem Wege in Schacht- oder Flammöfen oder auf nassem Wege auf Antimon zugutezumachen.

a) Schachtofenschmelzen. Rückstände, z. B. bestehend aus 20.40 Sb_2S_3, 2.87 FeS, 1.23 FeS_2, 59.84 SiO_2, 4.65 Al_2O_3, 5.22 CaO, 4.10 CO_2 und 1.69 Alkalien, kohligen Theilen und Verlust, werden im Rundofen (Fig. 29, S. 38) mit 3 Formen von 1 m Gestellweite und 6 m Höhe, bei Zuführung von 15 cbm Wind von 20 cm Wasserdruck pro Min., mit 150 Proc. Puddelschlacken, 40 Proc. Kalkstein und 5 Proc. Gyps oder Glaubersalz auf Schlacke, Schwefeleisen und eisenhaltiges Rohantimon verschmolzen (in 24 St. 7 t Rückstände mit 14 Proc. Cokes), welches letztere im Flammofen, je nach der Art der Unreinigkeiten, mit rohem oder geröstetem Grauspiessglanzerze, sowie mit Glaubersalz oder Rohsoda raffinirt wird. Der Antimonregulus wird noch auf dem Stern gefeint und die Schlacke zum Schachtofenschmelzen gegeben.

b) Flammofenschmelzen. Beschickung wie im Schachtofen, nur unter Zuschlag von Kohle zur Bildung von Schwefelnatrium, Verarbeitung des abgestochenen Rohantimons direct auf den Stern; Ofen mit Gasfeuerung und Condensationsvorrichtungen.

c) Nasser Weg. Auflösen in Salzsäure, Niederschlagen von Algarathpulver durch Wasser aus der Lösung oder von metallischem Antimon durch ein anderes

---

1) Dingl. 230, 253.

Metall (Eisen, Zink u. s. w.) oder auf elektrolytischem Wege, oder als verkäufliches Schwefelantimon durch Schwefelwasserstoff vom Lösen der Rückstände.

196. Darstellung von metallischem Antimon direct aus Erzen. Dieses für grössere Productionen geeignete, von geringeren Metallverlusten begleitete Verfahren besteht in einem Zerlegen des Schwefelantimons durch Eisen in Tiegeln (London) oder durch ein reducirend-solvirendes Schmelzen im Schacht- oder Flammofen nach vorherigem Rösten im Flammofen (Canada, Bouc und Septèmes in Frankreich); letzteres Verfahren gestattet einen Betrieb ganz im Grossen. Zuweilen geschieht das Schmelzen auf Regulus und die Raffination desselben in einer Tour (Canada). Theorie.

1) Präcipitirendes Schmelzen in Tiegeln. Bei dem Schmelzen der geschwefelten Erze mit Eisen ist nicht zu vermeiden, dass auch ein Theil des letzteren ins Antimon geht und Schwefeleisen entsteht, welches im spec. Gew. nur wenig von dem des Antimons abweicht, weshalb man häufig etwas Glaubersalz und Kohle zuschlägt, wobei eine specifisch leichtere Verbindung von Schwefeleisen und Schwefelnatrium entsteht. Die Menge des erforderlichen Eisens richtet sich theils nach dem Gehalt des Erzes, theils nach der Höhe der Temperatur; am besten rechnet man auf 100 Sulfür 40 metallisches Eisen in feinzertheiltem Zustande, weil bei mehr Eisen eine Verbindung von Antimon, Eisen und Schwefel entsteht. Bei Anwesenheit von Blei, Kupfer oder Arsen ist der Eisenzuschlag noch mehr zu beschränken und müssen diese Metalle beim Raffiniren des Regulus durch Zuschlag von Schwefelantimon entfernt werden. Niederschlagsarbeit.

Rotherhithe (London).[1] Beschicken schwach rothglühender Graphittiegel mit 20 kg Erz in Stücken von halber Eigrösse mit 50—55 Proc. Sb, darauf kommt als Flussmittel dienende Raffinirschlacke, zu oberst 10 kg altes Brucheisen, Schmelzen im Windofen während $1^1/_2$—2 St., Ausgiessen des Tiegelinhaltes in eine konische Eisenform, Wiederbesetzen des Tiegels, Abschlagen des Schwefeleisens vom Antimonkönig, Separiren der eisenärmeren von den eisenreicheren Stücken und Raffiniren derselben; 1 Arbeiter schmilzt in 12 St. 500—550 kg Erz. Beispiel. London.

2) Reducirend-solvirendes Schmelzen in Schacht- und Flammöfen. Für letztere eignen sich nur reiche, reine Erze, während ärmere Erze in Schachtöfen bei verringerten Hüttenkosten ein besseres Ausbringen geben. In beiden Fällen bedürfen geschwefelte Erze einer vorherigen Röstung im Flammofen. Röstreductionsarbeit.

Schwefelantimon lässt sich bei der ihm eigenen Leichtschmelzigkeit, sowie derjenigen der entstehenden Oxysulfurete (Antimonglas) nur mit grosser Vorsicht gut abrösten. Dasselbe entwickelt bei einer angehenden dunkeln Rothgluth schweflige und antimonige Säure (Antimonoxyd), welche letztere theilweise durch Contactwirkung in Antimonsäure übergeht. Diese verbindet sich mit der antimonigen Säure zu einer nicht flüchtigen Verbindung (Sb_2O_3, Sb_2O_5). Schwefelsaures Antimonoxyd bildet sich nicht.[2] Röstverhalten des Schwefelantimons.

Bouc und Septèmes[3] (bei Marseille). Schwefelantimon mit Antimonblüthe (60—70 Proc. Sb) aus der Provinz Constantine, sowie mit Rothspiessglanz (45 bis 55 Proc. Sb) aus Corsika und Toskana. (Wegen gedrückter Verhältnisse infolge von Ueberproduction ist der Betrieb zu Septèmes eingestellt.) Beispiele. Südfrankreich.

a) **Flammofenbetrieb.** Bouc und Septèmes. Rösten im Flammofen (Fig. 285, 286). Eintragen von 250—300 kg feingemahlenem und gesiebtem Erze, Schliessen des Ofens, mässiges Feuern, Wenden, nach 2 St., stetes Krählen, bis nach 6 St. das Dampfen Bouc.

---

1) B. u. h. Ztg. 1863, S. 328. Min. and smelt. magazine, Vol. 3, p. 136. 2) B. u. h. Ztg. 1859, Nr. 21. 3) Oest. Ztschr. 1875, Nr. 27, S. 281.

aufhört; Antimonverlust $1^1/_2$—2 Proc. — Schmelzen im Flammofen (Fig. 287, 288). Chargiren von 40—50 kg Zuschlägen (Kochsalz, Soda, Glaubersalz, auch Rückstände von der Salpeterraffination statt des ersteren, welches das Gemäuer stark angreift) durch *g*, Einschmelzen innerhalb 1 Stunde, Zusatz von 180—200—250 kg rohem und geröstetem Erz, 30—35 kg Holzkohlenklein und 100—150 kg Schlacken von der vorigen Charge (grossentheils Kochsalz) in der Weise, dass man alle Viertelstunden eine Schaufel voll (etwa 20 kg) in den Ofen wirft und fortwährend umrührt; Abziehen des Staubes, Verstärken des Feuers, Abstechen von Metall und Schlacken, Ausheben beider nach dem Erkalten aus dem Stechherde, Entfernung der Schlacken und Zerschlagen des Metalles behufs der Raffination. Ausbringen bei 4—6stündiger Schmelzdauer mit 250—300 kg Braun- und Steinkohlen 42—43 Proc. von 50 Proc., also 15 Proc. Verlust, zum Theil im Rauche mit 50 Proc. Sb. Chemische Vorgänge: Reduction des Antimonoxydes und Oxysulfurets durch Kohle und Soda, Verschlackung der Erden durch letztere, Umwandlung der fremden Metalloxyde durch Kochsalz und aus Glaubersalz entstandenes Schwefelnatrium in Chlor- und Schwefelmetalle, welche grösstentheils in die Schlacke gehen.

Fig. 285.

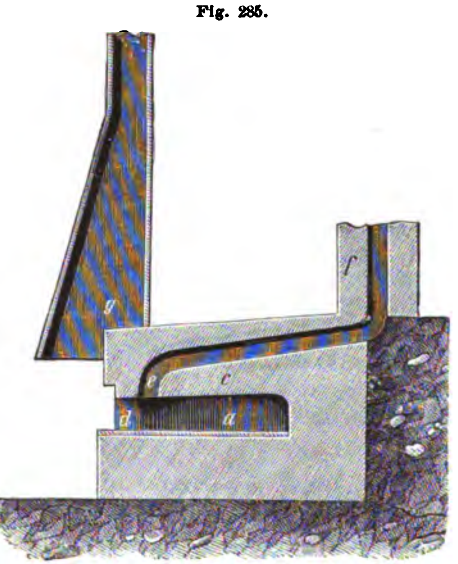


Fig. 286.

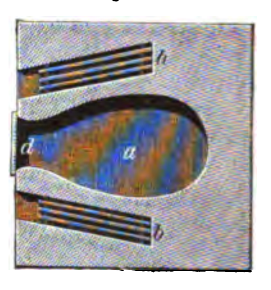


Fig. 285, 286. *a* Herd, 2.55 m lang und mitten 1.4 m breit. *b* Roste von 1.6 m Länge und 0.35 m Breite. *c* Gewölbe, hinten 0.5, vorn 0.45 m über der Herdsohle. *d* Arbeitsöffnung, 0.55 m breit und 0.45 m hoch. *e* Fuchsöffnung, 0.2 m weit. *f* Esse. *g* 2 m lang und 0.8 m breit.

Fig. 287.

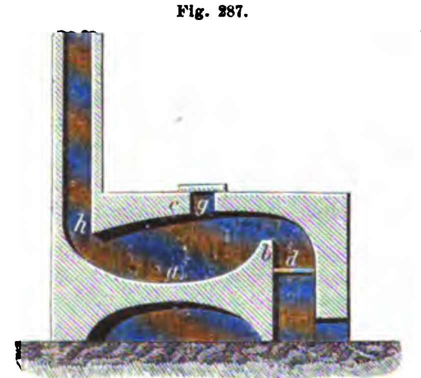
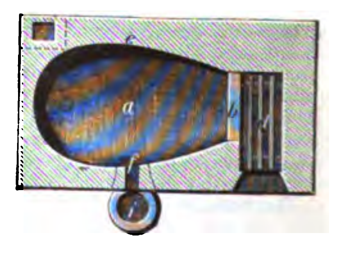


Fig. 287, 288. *a* Herd, von *e* nach dem Stich *f* geneigt, 2.4 m lang, 1.6 m in der Mitte und 1 m an der Feuerbrücke breit. *b* Feuerbrücke von 0.2 m Breite, 0.3 m unter dem Gewölbe *c*, 0.4 m über dem Rost *d* und 0.6 m über der Herdsohle. Entfernung der Herdsohle vom Gewölbe 1 m. *g* Chargiröffnung von 0.4 m Weite. *h* Fuchs 0.2 m weit. *i* Stechherd 0.8 m weit;

Fig. 288.



Schornsteine zweier Oefen, mit einem 95—120 m langen in den Hauptschornstein führenden Condensationscanale in Verbindung.

Canada.[1]) Schmelzen und Raffiniren in einer Operation. Rösten von Posten von 300 kg in Fortschaufelungsöfen von 12.5 m Länge, 2.2 m Breite und 0.63 m Höhe mit 10 Arbeitsthüren bei 0.63 m breitem Feuerungsraume, 157 cm hoher und 314 mm breiter Feuerbrücke. Der Ofen hält 5 Chargen, drei werden in 24 St. eingesetzt und ausgezogen, das Erz bleibt 40 St. im Ofen unter Umrühren alle 5—10 Min. und wird 2 St. vor dem Ausziehen beinahe bis zum Schmelzen erhitzt. Röstverlust durch verflüchtigtes Schwefelantimon 7.5 Proc., Verbrennung von $^3/_4$ Cordes à 4.387 cbm Brennholz in 24 St. — Schmelzofen mit Herd aus feuerfestem Thone, 1.569 m im Durchm. und 471 mm tief, Feuerbrücke 418 mm breit, Rost 628 mm breit, Feuercanal 628 mm weit und 471 mm hoch; Charge: 250 kg Röstgut, 50 kg Salzkuchen (schwefelsaures Natron), 37.5 kg harte Holzkohle; Ausbreiten des Erzes, mit etwas Holzkohle gemischt, auf dem Herde des rothheissen Ofens, Bedecken mit Salz und der übrigen Holzkohle und Anfeuern, wobei sich alsbald kohlensaures Natron, schweflige Säure und Kohlenoxyd bilden unter Entstehung einer das Metall schützenden flüssigen Schlackenschicht; Wallen der Masse nach etwa 4 St. bei eingetretener angehender Weissgluth, Aufrühren derselben, wenn brennendes Kohlenoxyd die Schlackendecke durchdringt, Ruhenlassen $^1/_2$ St., sobald ruhiger Fluss eingetreten, Niedergehenlassen des Feuers, theilweises Oeffnen der Thüren, bis die nur noch schwach rothglühenden Schlacken breiartig geworden, Abziehen derselben mit einer Kratze, Ueberstreuen von Raffinirschlacke (12.5 kg Glaubersalzkuchen und 5 kg Holzkohle), stärkeres Feuern, wobei entstandenes kohlensaures Natron und Schwefelnatrium die beigemengten Metalle schwefeln und verschlacken; nach $1^1/_2$ St., wenn die Schlacke in vollkommen dünnem Flusse, Ausschöpfen des Metalles in ein 12.5 kg haltendes eisernes flaches Gefäss derart, dass eine etwa 13 mm starke Schlackenschicht auf dem Metall entsteht und dasselbe nicht eher erstarrt, bis das Gefäss gefüllt ist; erst Zerbrechen der Schlacke nach vollständiger Erkaltung des Metalles, wo sich dann auf dessen Oberfläche der Reinheit bekundende Stern zeigt. Die Schlacke mit 15 Proc. Sb wird in Posten von 250 kg mit 50 kg Eisen auf Antimon im Flammofen verschmolzen oder mit Eisenerz und Kohle in niedrigen Schachtöfen. Erfolg eines besseren Metalles bei geringerem Verluste, als beim Tiegelschmelzen, wobei 12—15 Proc. Metall verloren gehen. Canada.

b) **Schachtofenbetrieb.** Bouc und Septèmes. Rösten von 100 kg Erzen mit 30—40 Proc. Antimon mit 200 kg Kohlen bei 2 Proc. Antimonverlust in Flammöfen mit 4 m breitem und 4.5 m langem Herde, an der Feuerbrücke 1 m, am Fuchs 0.4 m unter dem Gewölbe; Schmelzen von 2000—2500 kg Röstgut in 24 St. mit 1000—1250 kg Cokes im 3förmigen Spurofen mit verdecktem Auge (Fig. 42, S. 48), 3.3 m hoch, 0.8—0.9 m tief und 0.6 m breit. Ausbringen 92—95 Proc. Metall zur Raffination. Bouc.

197. Darstellung von metallischem Antimon (Antimonii regulus stellatus) aus Antimonium crudum. Diese kann geschehen Darstellungsmethoden.

1) Durch combinirte Oxydations- und Reductionsprocesse, indem man

a) das Schwefelantimon röstet, das Röstgut mit $^1/_{10}$ seines Gewichtes rohem Weinsteine oder 1 Thl. Kohle und $^1/_2$ Thl. Potasche in einem Thontiegel etwa 1 St. lang im Windofen oder in einem Flammofen schmilzt und das Metall in eine mit Talg oder Lehmwasser ausgestrichene eiserne Form giesst. Ausbringen 65 Proc.

b) 8 Thle. Schwefelantimon mit 6 Thln. Weinstein und 3 Thln. Salpeter in kleinen Mengen in einen rothglühenden Schmelztiegel einträgt und einige Zeit schmilzt, wobei der Salpeter das Schwefelantimon oxydirt und der Weinstein das oxydirte Antimon reducirt; ein kostspieliges, nur bis 43 Proc. Ausbringen gestattendes Verfahren.

2) Durch Niederschlagsmittel (Eisen, Eisenschwamm[2])), wobei bei gutem Ausbringen immer ein eisenhaltiges Product entsteht, häufiger in Tiegeln, als in Flammöfen (Linz). Durch alkalische Zuschläge

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 237. 2) Ebend. 1861, S. 292.

werden Doppelsalze von Schwefeleisen und Schwefelalkali erzeugt, welche ein besseres Absetzen des Antimons aus den Schlacken gestatten, als reines Schwefeleisen.

Beispiele. 100 Schwefelantimon, 60 Eisenhammerschlag, 45—50 Soda, 10 Kohlenpulver, Ausbringen 65—70 Proc.; 100 Schwefelantimon, 42 Eisenfeile, 10 wasserfreies Glaubersalz und 2 Kohle, Ausbringen 60—64 Proc. Zu Magurka zweimaliges Schmelzen von 9—10 kg Schwefelantimon mit Eisen, Potasche und Pfannenstein in Graphittiegeln.

Zweck. **198. Raffination des unreinen Antimons.** Das nach vorstehenden Methoden erfolgte Metall kann Eisen, Arsen, Blei, Kupfer und Schwefel enthalten und seine Raffination [1]) beruht auf einem Schmelzen mit oxydischen Substanzen (Antimonoxyd, Braunstein, Salpeter, Natron) zur Oxydation der fremden Metalle, mit Schwefelmetallen (Schwefelantimon, Schwefeleisen, Glaubersalz und Kohle) und alkalischen Zuschlägen, wobei die fremden Metalle (Arsen, Antimon, Eisen, Kupfer u. s. w.) sich schwefeln und mit gebildeten Schwefelalkalien eine Schwefelsalze enthaltende Schlacke bilden; oder mit Chlorverbindungen (Kochsalz, Rückstände von der Salpeterraffinerie, Chlormagnesium aus Kainit, Carnallit oder Tachhydrit) zur Verflüchtigung oder Verschlackung von Chloriden. Soda wirkt ausser als Flussmittel zerlegend auf Schwefelarsen unter Bildung von Kohlensäure, Schwefelnatrium und arseniger Säure. Schwefeleisen begünstigt die Entfernung des Arsens und Kupfers. Blei lässt sich auf diese Weise nicht, sondern nur auf nassem Wege entfernen. Als Zeichen der Reinheit des Antimons sieht man die Bildung farrnkrautähnlicher Zeichnungen (Antimonstern) auf der Oberfläche desselben an, welche entstehen, wenn das Metall unter Schlacke (Sternschlacke) erstarrt und eine Erschütterung der Form vermieden wird. Eine solche Sternschlacke besteht z. B. auf ungarischen Hütten aus 50 Thln. todtgeröstetem, 30 Thln. rohem Schwefelantimon, 20 Thln. Potasche und 2 Thln. Kohlenpulver. Namentlich verhindert ein Bleigehalt die Entstehung des Sternes und macht das Metall feinkörniger. Das reine Antimon hat eine silberweisse Farbe, starken Glanz, ist sehr grobblättrig und spröde, hat 6.715 spec. Gewicht, schmilzt bei 425°, kommt in starker Hitze ins Kochen und verflüchtigt sich. An der Luft entwickelt dasselbe bei erhöhter Temperatur weisse Dämpfe von antimoniger Säure.

Beispiele. London. Rotherhithe. Einschmelzen von 60—70 Thln. Rohantimon in einem rothglühenden Tiegel mit 1—2 Thln. Potasche und 10 Thln. eigener Schlacke, Umrühren, Ausgiessen, wenn die Schlacke glänzend und tief schwarz geworden ist, in Formen; ein Arbeiter raffinirt in 12 St. 750—850 kg Metall.

Septèmes. Septèmes. Schmelzen von 22 kg Metall mit 6—8 kg schwefelsaurem und kohlensaurem Natron nebst Kochsalz und oxydischem Antimonerz in Tiegeln, welche vorgewärmt und zu 20 Stück in einem Flammofen mit tonnenförmigem Herde von 2.1 m Länge, 1.5 m Breite mitten, 0.25 m Breite hinten und 0.3 m Breite an der Feuerbrücke 6 Stunden in schwacher Rothgluth mit 200—250 kg Braun- und Steinkohlen erhitzt werden; Ausgiessen in Formen und Entfernen der Schlacke nach dem Erkalten.

Oberungarn. Oberungarn. [2]) Todtrösten von 100 kg Antimonium crudum in einem Muffelofen, Schmelzen von 250 kg Röstgut mit 10 Proc. Kohlenklein und 3—6 Proc. Glaubersalz während 20 St. im französischen Antimonschmelzofen (Fig. 284), Abziehen der Schlacke vom Metall, Zusatz von 10—12$^1/_2$ kg Sternschlacke, Ausschöpfen des

---

1) Dingl. 191, 225. Wagn. Jahresber. 1869, S. 153. Chem. News 1868, Vol. 18, p. 183.
2) B. u. h. Ztg. 1862, S. 408.

Herdinhaltes, nachdem die Schlacke geschmolzen, in Formen, so dass das Metall etwa 4—5 mm hoch mit Schlacke überzogen bleibt, Entfernen der letzteren nach dem Erkalten, wobei sich ein Antimonstern zeigt, wenn die Unreinigkeiten nicht über 4 Proc. betragen, sonst muss der zerschlagene König nochmals mit etwas Schwefelantimon eingeschmolzen, im Fluss erhalten, entschlackt, mit Sternschlacke versetzt und wie vorhin ausgeschöpft werden.

Sonstige Vorschriften für das raffinirende Schmelzen: 2 Metall, 1 Antimonoxyd oder antimonsaures Antimonoxyd; 4 Metall, 1 Braunstein, $^1/_{10}$ Potasche; 16 Metall, 1 Schwefelantimon, 2 Soda, bei mehr Eisen resp. 8, 2 und 2 Thle.; bei Abwesenheit von Eisen und Anwesenheit von Arsen 16 Antimon und 1 Schwefeleisen; Erhitzen mit $1^1/_4$ Natronsalpeter und $^1/_2$ kohlensaurem Natron zum schwachen Glühen, Auslaugen und Reduciren des Rückstandes mit $^1/_2$ Weinstein. Sonstige Zerlegungsmittel.

Antimonregulus aus den Hütten von Dinec & Sohn in Liptó in Ungarn (a u. b) und von verschiedenen Orten, für die Werft von Wilhelmshafen bezogen (c—e), enthielt:

	a	b	c	d	e
Sb	93.94	98.27	98.98	98.81	98.87
Cu	3.60	0.54	0.01	0.02	0.02
Fe }	1.06	0.63	0.35	0.34	0.16
Co }		—	—	—	—
Bi	—	0.36	—	—	—
Pb	0.73	Spr.	0.34	0.34	0.73
As }	0.67	Spr.	0.09	0.36	0.09
Verlust }		—	—	—	—
Schwefel	—	—	0.23	0.12	0.11

Fahlerzrohantimon zur Stefanshütte.[1] Das beim Verschmelzen der durch Amalgamation entsilberten Fahlerzspeise mit Kiesen erfolgte und etwa 85 Proc. Sb, 10.00 Cu, 2.00 S und 1.50 Co und Ni, aber kein As enthaltende Product giebt beim Umschmelzen mit 5—8 Proc. Soda ein fast ganz eisenfreies Metall, unter Anwendung von Sternschlacke selbst mit einem Sterne, welches trotz seines Kupfergehaltes zu den meisten Legirungen gebraucht werden kann, wozu Regulus antimonii dient, z. B. zu Britanniametall. Zur Entfernung des Kupfers setzt man beim ersten Schmelzen dem Gemenge von Schwefelantimon, Glaubersalz und Kohle so viel Eisenfeile zu, dass wenigstens ein dem Kupfer gleiches Gewicht vorhanden ist und der Schwefelgehalt der Beschickung im Verhältnisse zum Kupfer und Eisen steht. Durch Umschmelzen mit Sternschlacke erfolgt noch eine weitere Reinigung. Kobalt und Nickel bleiben im Regulus, schaden aber, wenn nicht über 2 Proc. vorhanden, der Anwendung desselben nicht. Stefanshütte.

XII. WISMUTH.

199. Wismutherze. Zur Wismuthgewinnung[2]) dienen als Erze[3]):

1) Gediegen Wismuth, das hauptsächlichste Material, meist im Granit, Gneiss, Glimmerschiefer und im Uebergangsgebirge, häufig eingesprengt auf Kobalt-, Nickel- und Silbererzgängen, namentlich mit Speisskobalt, Kupfernickel und Schwerspath (Erzgebirge, besonders in Schneeberg, untergeordnet in Hessen zu Bieber, zu Wittichen im Schwarzwalde, zu Friedrichsroda in Thüringen, zu Riddarhyttan und Greyers Erze.

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 23, 80, 135; 1868, S. 49. 2) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Bismuth. Muspratt's Chem. 7, 1055. 3) Vorkommen: v. Cotta, Erzlagerst. 1861, Bd. 2, S. 596. B. u. h. Ztg. 1874, S. 302, 361 (Frankreich); 1867, S. 356; 1878, S. 178. Polyt. Centr. 1869, S. 486. Chem. Centr. 1865, S. 846. Dingl. 194, 84 (Bolivia, Peru). Engin. and Min. Journ. 1876, Vol. 21, Nr. 17, 25. Wieck's Gew.-Ztg. 1870, S. 162. Metall. Review 1878, Febr. S. 597 (Peru). B. u. h. Ztg. 1876, S. 447 (Tasmanien); 1877, S. 8 (Utah).

Klack in Schweden, zu Modum, Drammen und Gjellebäck in Norwegen, zu Penzence und Redruth in England, zu Oravicza im Banate, zu Rezbanya in Ungarn, Schweiz, Frankreich, Spanien, Chili, Bolivia, Peru, Brasilien, Californien, Australien u. s. w.); Wismuthglanz $Bi_2 S_3$ mit 81.25 Bi (z. B. aus Peru mit 62.00 Bi, 8.81 As, 5.60 Fe, 0.30 Pb, 0.03 Ag, 2.46 Sb, 21.00 S) und Wismuthocher[1]) $Bi_2 O_3$ mit 89.6 Bi nur ganz untergeordnet als Begleiter des metallischen Wismuthes (Erzgebirge, Cornwall, Bolivia u. s. w.), Kupferwismutherz $3 Cu_2 S + Bi_2 S_3$ mit 42.1 Bi (Erzgebirge, Wittichen[2]) im Schwarzwalde, Sierre (Sieders) im Anniviersthale[3]) im Canton Wallis).

Kunstproducte. 2) Hüttenproducte, namentlich manches Werkblei[4]), letzte Glätte[5]) vom Abtreiben (S. 270, 280), Testasche[6]) (S. 290), Nickel- und Kobaltspeisen[7]) u. s. w.

Přibram. Přibramer Producte[8]) enthielten z. B.: Abstrich vom Feinbrennen (Test) 2.52, Herdsohle vom Feinbrennen 0.681, reiche Glätte, oben am Silberblicke haftend, 1.39, reiche Glätte unmittelbar vor dem Blicken 0.591, reiche an der Grenze der Verschleissglätte mit 0.024 Bi stehende Glätte 0.126, reiche Treibherdsohle unterhalb des Silberblickes 0.798, reiche Treibherdsohle vom Blicksilberrande 0.637, arme Treibherdsohle vom Rande des Treibherdes 0.032, Frischblei 0.0530, daraus gewonnenes Pattinsonblei 0.0026 Proc. Bi. — Oberharzer letzte Glätte mit 0.15, Unterharzer mit 35.25 Wismuthoxyd.

Production. Die Wismuthproduction beträgt etwa 25 000 kg, wovon liefern: sächsische Blaufarbenwerke 18 000, Freiberg 2500, England 2500, Johanngeorgenstadt 1500 und Altenberg 500 kg. Sachsen lieferte 1877 an 31 900 kg Wismuth.

200. Wismuthgewinnungsmethoden. Während sich früher die Wismuthgewinnung nur auf ein Aussaigern des schon bei 264° C. schmelzenden gediegenen Wismuths von seinen strengflüssigen Begleitern beschränkte, so hat man neuerdings bei den vorübergehend gestiegenen Wismuthpreisen[9]) auch andere natürliche (arme und schwefelhaltige Erze) und künstliche wismuthhaltige Substanzen (Glätte, Testasche, Werkblei) auf trockenem Wege (durch Schmelzprocesse) und

Trockene u. nasse Processe. nassem Wege zugute gemacht. Das auf trockenem Wege erfolgende Product bedarf meist noch einer Raffination. Je geringer sein Bleigehalt, desto grossblättriger und röther ist das Product.

Saigermethoden. **201. Saigerprocesse.** Dieselben sind billiger als Schmelzungen in Gefässöfen, geben aber ein minderes Ausbringen. Das unvollkommene Saigern in offenen Haufen auf entzündetem Brennmateriale, sowie auf überwölbten und an der Hinterseite mit einer Feuerung versehenen Herden ist der Arbeit in Röhrenöfen (Fig. 289) gewichen, aber auch diese meist den Schmelzprocessen und nassen Processen.

Zur Ersparung von Brennmaterial ist von Plattner ein Röhrenofen (Fig. 290, 291) construirt, den man auch mit Gasfeuerung versehen hat.

Den Uebelstand, dass die Rückstände beim Ausräumen auf unbequemere Weise ansteigend ausgezogen werden müssen, hat Günther[10]) in seiner Ofenconstruction (Fig. 292) vermieden.

Beispiele. Schneeberg. Aelteres Verfahren in Schneeberg.[11]) Saigern einer Charge von 10—14 kg wismuthhaltigem Nickel- und Kobalterz mit 12 Proc. Wismuth pro Röhre (Fig. 289)

1) B. u. h. Ztg. 1875, S. 61 (Mexico). 2) v. Leonhardt's Jahrb. f. Mineralogie u. s. w. 1868. Pogg. Ann. 1868. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 246, 269. Ztschr. d. deutsch. geolog. Ges. Bd. 28, Hft. 2 (Heusler). 4) Dingl. 153, 423. B. u. h. Ztg. 1871, S. 143. 5) B. u. h. Ztg. 1854, S. 112; 1859, S. 67, 287, 420. 6) Kerl, Met. 1, 779. 7) Ebend. 1, 760. 8) B. u. h. Ztg. 1874, S. 413. 9) Polyt. Centr. 1873, S. 207. 10) B. u. h. Ztg. 1869, S. 118. 11) Kerl, Met. 2, 825.

in 15—20 Min. bei einem Verbrauche von 16.7 cbm Scheitholz in 24 St., Verschmelzen der noch $^{1}/_{3}$ des Wismuths enthaltenden Rückstände auf wismuthhaltige Speise, aus welcher sich auf Herden (S. 528) noch Wismuth absaigern lässt.

Fig. 289. *a* Schüröffnung. *b* Rost. *r* gusseiserne Saigerröhren von ovalem Querschnitte, die 5 Stück der oberen Reihe 0.21 m hoch und 0.16 m weit, der unteren 0.31 m hoch und 0.21 weit bei 1.26 m Länge, am tiefsten Punkte bis auf eine kleine Oeffnung zum Ablaufen des Wismuthes geschlossen, welches, in zwei nach der Mitte des Ofens zu geneigte Rinnen *l* fliessend, in einen um seine Axe drehbaren und von unten geheizten Kessel *k* gelangt. *e* Schienenbahn zum Zuführen eines Wagengestelles mit eisernen Pfännchen unter die Schnauze des Kessels. *o* mit Blech zu schliessende Ein- und Austrageöffnung. *n* Kasten zur Aufnahme der Rückstände, am Boden durchlöchert, in dem mit Wasser gefüllten Gefässe *m* stehend und mittelst eines Schwengels zu heben, wobei das Wasser durch die Löcher abfliesst. Saigeröfen.

Fig. 289.

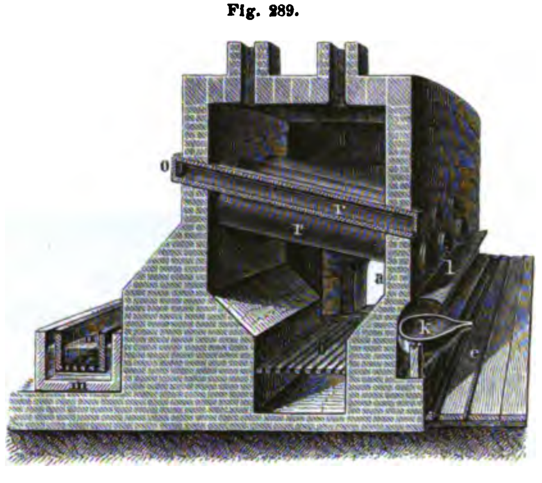
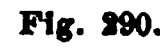


Fig. 290, 291. *a* gusseiserne Röhren mit Arbeitsöffnung bei *c*. *b* eiserne Schale. *g* Rost, von welchem die Feuergase durch 5 mit Schiebern *f* versehene Füchse *e* einer gemeinschaftlichen Esse *D* zuziehen. *e* Sammelraum für Asche.


Fig. 290.

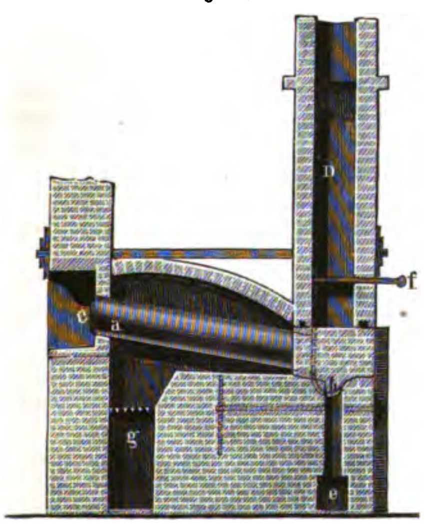


Fig. 291.

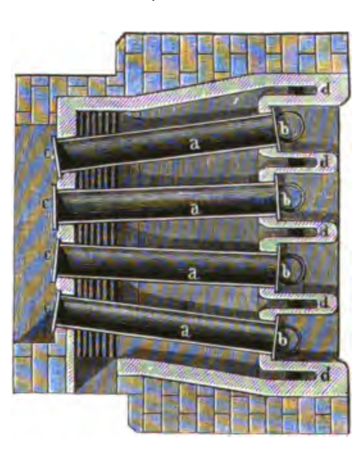
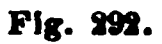
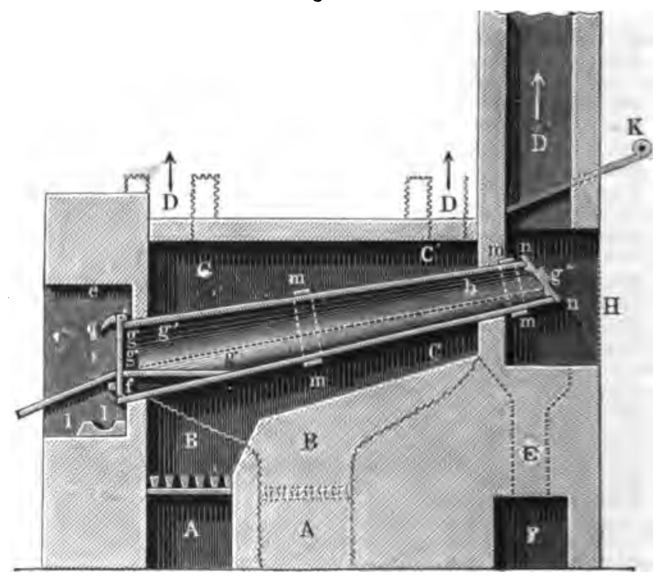


Fig. 292. *A* Aschenfall. *B* Rost (die punktirten Linien beziehen sich auf Holzfeuerung). *C* Ofenraum. *D* Esse. *K* Essenklappe. *g* horizontaler Rost aus 7 Traillen bestehend, in der mit Eisenbändern *m* umgebenen Saigerröhre, welche in der Nische *H* am oberen Ende *g''* nach weggenommenem Deckel *n n* beladen wird,

während das ausgesaigerte Wismuth zwischen den Traillen hindurch durch die Oeffnung *f* in eiserne Barrenformen *l* gelangt. Ausräumen der Rückstände über den


Fig. 292.



Rost *g* hinweg am unteren Ende der Röhre, nachdem der dasselbe schliessende Deckel an dem Charniere *q* in der Nische *e* aufgeklappt worden.

Modificationen.

202. Schmelzprocesse. Dieselben sind abweichend, je nachdem man Erze oder wismuthhaltiges Werkblei verarbeitet.

Erzschmelzen.

1) Erzschmelzen. Dasselbe geschieht seltener in Flammöfen, als in Tiegeln im rohen oder gerösteten Zustande, wobei man durch geeignete Zuschläge auf die Verschlackung erdiger Bestandtheile (durch Soda, Feldspath, Kalk, Quarz) und die Zerlegung vorhandenen Schwefelwismuths (Eisen) und Bindung des Arsens (Eisen) hinarbeitet.

Bei Anwendung von Gusseisen ist der Verbrauch im Vergleiche zu Schmiedeeisen wegen der leichteren Schmelzbarkeit des ersteren ein grösserer und entsteht eine eisenreichere, an Kobalt und Nickel ärmere Speise.

Das Schmelzen in Schachtöfen[1]) hat sich nicht bewährt, indem das Wismuth sich grossentheils verschlackt, die Ofenwände glasirt und stark angreift, wegen seiner Dünnflüssigkeit leichter als Blei ins Ofengemäuer eindringt und sich im Steine nur wenig ansammelt.

Tiegelschmelzen.

a) Tiegelschmelzen. Dasselbe hat sich, obgleich theurer, bei hohen Wismuthpreisen noch für Erze mit 2 Proc. Wismuth anwenden lassen.

Beispiele. Joachimsthal.

Joachimsthal.[2]) Früher Verschmelzen statt roher Erze solcher mit 3 bis 25 Bi, $^1/_2$—7 Pb, $^1/_2$—$2^1/_2$ Co, $^3/_4$—5 Ni nebst Ur, As, Fe, Ag, S und Erden, nachdem sie in Posten von 100—250 kg 4—6 St. in einem Flammofen geröstet worden, mit Soda, Eisendrehspänen, Schmiedeeisen und nöthigenfalls Quarz in 700 Märker Graphittiegeln im Windofen, Abschöpfen der Schlacke, Nachtragen neuer Beschickung.

1) Muspratt, techn. Chem. 7, 1071. B. u. h. Ztg. 1869, S. 361. 2) Oest. Ztschr. 1852, S. 257; 1867, Nr. 33. Dingl. 164, 394; 167, 187; 190, 73.

Entleeren des Tiegelinhaltes in konische Eingüsse, Abschlagen des Wismuthkönigs von der entstandenen Speise, Absaigern der ersterem anhaftenden Speise, Abtreiben des Bleiwismuths. Seit 1868 werden die Joachimsthaler Wismutherze an die Freiberger Hütten oder die sächsischen Blaufarbenwerke verkauft.

Sachsen. Sachsen. Auf den sächsischen Blaufarbenwerken: Verschmelzen der Schneeberger Wismutherze und Wismuthkobalterze mit Eisen, Schlacken und Kohle in Häfen eines Glasofens, Abstechen des Flüssigen in einen eisernen 0.63 m weiten Kessel, in welchem Schlacke und Kobaltspeise früher erstarren als Wismuth, welches dann unter denselben weg abgestochen wird. Wismuthhaltige Kobalt- und Nickelerze werden auf Smalte verschmolzen, wobei sich wismuthhaltige Speise absetzt. Läutern des Rohwismuths durch Saigern und Giessen zu 10—12 kg schweren Broden.

Flammofenschmelzen. b) Flammofenschmelzen. Mit geringerem Brennstoffaufwande, aber grösseren Verlusten verbunden, als das Tiegelschmelzen.

Beispiele. Bolivia. Bolivia. Schmelzen von Antimon, Kupfer und Quarz enthaltendem Schwefelwismuth auf Stein, aus welchem mittelst Eisens nur das Wismuth abgeschieden wird.

Valenciennes' Verfahren. Valenciennes[1]) empfiehlt gerösteten Wismuthglanz mit Kohle, Kalk, Flussspath und Soda auf Stein und Wismuth zu verschmelzen, letzteres mit Salpeter umzuschmelzen und den Stein mit 6—8 Proc. Pb nach dem Abrösten nochmals im Flammofen mit Fluss- und Reactionsmitteln zu behandeln. Schwierig zu verarbeiten sind die Erze von Siders mit Cu, Ag und Sb, etwa durch Schmelzen auf einen Stein mit gegen 30 Proc. Cu, chlorirendes Rösten zur Verflüchtigung des aufzufangenden Chlorwismuths, Extraction von Chlorsilber aus dem Rückstande mit Kochsalzlauge und Verschmelzen des Rückstandes auf Kupfer.

Werkbleiabtreiben. 2) Abtreiben u. s. w. von wismuthhaltigem Werkblei. Patera[2]) hat auf die minder leichte Oxydirbarkeit des Wismuths eine Trennung desselben vom Blei durch Abtreiben basirt. Ersteres ist dabei nicht flüchtiger, als letzteres, oxydirt sich aber weit langsamer und es bedarf beim Abtreiben keiner so hohen Temperatur, als bei Blei allein.

Beispiel. Joachimsthal. Joachimsthal. Abtreiben von 200—250 kg Bleiwismuth, wobei erfolgt: anfangs grüne Glätte (zur Bleiarbeit), dann wismuthhaltige braune Glätte, zuletzt schwarze Wismuthglätte, welcher Punkt sich durch Probenehmen vom rückständigen Wismuth und analytische Untersuchung[3]) der Probe auf Blei erkennen lässt; Abstechen des Wismuths, wenn sich die genommene Probe grossblättrig und bleifrei zeigt, in einen mit Kalk ausgestrichenen eisernen Stechherd, Zerschroten und Absaigern des Königs; Verschmelzen von 60 kg brauner Glätte mit 40 kg Herd, 15 kg Soda, 25 kg Quarz, 7.5 kg Flussspath und 10 kg Eisendrehspänen in Tiegeln auf wismuthhaltiges Blei zum Abtreiben, sowie der bleifreien schwarzen Wismuthglätte mit 10 Proc. Quarz, 5 Proc. Kalk und 10 Proc. Eisendrehspänen unter einer Kochsalzdecke.

203. Nasse Processe. Denselben werden unterworfen:

Rohmaterial. 1) Wismuthhaltige Glätte und Testasche oder Raffinirherd (S. 290), letztere von den oxydirten, im Blicksilber enthaltenen fremden Metallen durchdrungene Herdmassen (thoniger Kalk). Damit möglichst wenig Wismuthverlust entsteht, lässt man das Silber beim Treiben nicht überblicken, sondern unterbricht den Process bei 88 bis 90, in Freiberg bei 60—70 Proc. Silbergehalt der Legirung (Schwarzblick). Es erfolgt alsdann beim Gut- oder Feintreiben des Schwarzblickes (S. 272) eine wismuthreiche Herdmasse und Glätte.

Beispiel. Freiberg. Freiberg.[4]) Digeriren von 50 kg feingemahlener Testasche mit 5—20 Proc. Bi (Producte unter 4 Proc. Wismuthgehalt sind nicht mehr mit Vortheil zu verarbeiten) in Steinzeugtöpfen von 0.9 m Durchmesser und 0.78 m Höhe mit 65—70 kg concentrirter Salzsäure, welche mit 10 kg Wasser verdünnt worden (bei Glätte mit 4—8 Proc. Bi weniger Säure, etwa 60 kg), Stehenlassen während 6 St. unter öfterem Umrühren, wobei sich neben Wismuthoxyd eine geringe Menge Blei löst, während Chlor-

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 475. 2) Dingl. 153, 423. Oest. Ztschr. 1862, S. 257. 3) B. u. h. Ztg. 1867, S. 63. Muspratt, techn. Chem. 7, 1072. 4) B. u. h. Ztg. 1865, S. 436; 1871, S. 246; 1876, S. 79. Oest. Ztschr. 1869, Nr. 45. Preuss. Ztschr. 18, 193.

blei nebst Silber im demnächst noch mit salzsäurehaltigem Wasser auszuwaschenden Rückstande bleibt; Füllen des Lösegefässes bis zum Rande mit Wasser, bis sich eben basisches Wismuthsalz ausscheiden will, Klärenlassen während 7 Stunden, Abziehen der klaren Lauge mittelst Bleihebers in grosse hölzerne Gefässe von 1.57 m Durchmesser und 1.88 m Höhe, Verdünnen mit der 5fachen Menge Wassers, welches basisches Chlorwismuth niederschlägt; Absetzenlassen, Abziehen der geklärten Flüssigkeit durch einen oberen Hahn in einer Rinne in einen Klärbehälter, von da in einen Eisen enthaltenden Sumpf zur Ausfällung eines Kupfergehaltes. Ablassen des Wismuthniederschlages in einen Holzbottich von halber Grösse des Fällbottichs mit Filter, bestehend aus Holzkreuz mit durchlöchertem Deckel, darauf Reisig und Leinwand; Herausnehmen des ausgewaschenen Rückstandes, noch zweimaliges Lösen in Salzsäure und Fällen durch Wasser, um vorhandenes Blei bis auf etwa 2 Proc. wegzuschaffen; Filtriren, Auswaschen und Trocknen in einem mit Dampf geheizten Ofen oder in einer eisernen Pfanne im Ofen. Auswaschen der Rückstände, Filtriren durch ein mit Reisig und Cokes versehenes Sieb, Trocknen und Abgeben an das Schachtofenschmelzen zur Gewinnung des Blei- und Silbergehaltes. Schmelzen von 13 bis 20 kg Wismuthsalz mit 16 Proc. ungelöschtem Kalke und 6 Proc. feiner Holzkohle in einem bedeckten gusseisernen Tiegel mit Fuss (ähnlich einer Eisentute) von 500 mm lichter Höhe und 300 mm Weite oben im Windofen bei Cokesfeuerung, wobei der Tiegel etwa 52 mm über die Ofendeckplatte emporragt, damit die Dämpfe nicht mit dem Feuer zusammen kommen. Graphittiegel lassen sich nur einmal gebrauchen. Nach eingetretenem ruhigem Flusse (bei zu starkem Schäumen nimmt man den Deckel ab) schöpft man die Schlacke ab, dann das Wismuth aus und schmilzt dasselbe nochmals um, wobei es krystallinisch wird und spratzt. Auch erhitzt man wohl den Eisentiegel von 36 cm Höhe und 34 cm Weite billiger in einem kleinen Oefchen mit seitlicher Flammenfeuerung. Das Wismuth enthält noch einen unschädlichen Bleigehalt von 0.3—0.4 Proc. Production Sachsens im Jahre 1877 an 31 900 kg im Werthe von 403 908 Mk.

Hunt's Verfahren.

2) Wismuthhaltige Erze.[1]) Auflösen roher oder besser gerösteter Erze in Salpetersäure, Zusatz von etwas Chlornatrium, Abstumpfen der freien Säure durch Kalk, Fällen von Chlorwismuth durch Wasser, Kochen desselben bei einem Gehalte an schwefelsaurem Bleioxyde mit Sodalösung, Auswaschen, Lösen der Carbonate in Salpetersäure und Fällen mit Wasser. — Wismuthgewinnung aus sächsischen Zinnerzen mittelst Salzsäure u. s. w. (S. 497).

Beispiel. Maymac.

Maymac.[2]) Behandlung oxydischer Wismutherze dreimal nach einander in steinernen Geschirren in gelinder Wärme mit Salzsäure, Fällen des Wismuths durch Eisenstäbe, Auswaschen desselben, Pressen in Leinenbeuteln, rasches Trocknen und Schmelzen in einem Graphittiegel unter einer Kohlendecke bei Rothgluth. — Aus gerösteten kupferhaltigen Erzen lässt sich durch verdünnte Schwefelsäure erst vorwaltend Wismuthoxyd, dann mit concentrirterer Kupferoxyd ausziehen.

de Luynes' Verfahren.

3) Legirungen von Zinn, Blei und Wismuth.[3]) Wiederholtes Behandeln der granulirten Legirung mit dem doppelten Gewichte Salzsäure bei nicht über 90° C., um den grössten Theil des Zinnes auszuziehen, Auflösen des Rückstandes in Königswasser, Eindampfen der Lösung, Eingiessen derselben in Wasser zur Fällung von basischem Chlorwismuth, während Chlorzinn und Chlorblei in Lösung bleiben, Schmelzen des Wismuthsalzes mit 40 Proc. Kreide und 7 Proc. Kohlenpulver oder Auflösen desselben in so viel Salzsäure, dass etwas davon zurückbleibt, Fällen des Wismuths aus der Lösung durch Zink, Auspressen, Trocknen und Schmelzen des Wismuths. — Oder: Behandeln der Legirung mit Salpetersäure, Abfiltriren und Reduciren der Zinnsäure, Fällen des Wismuths aus der Lösung durch Bleiblech und des in Lösung gegangenen Bleies durch kohlensaures Natron.

---

1) Engin. and Min. Journ. New York 1872, Vol. 14, p. 56. 2) B. u. h. Ztg. 1874, S. 302 (Carnot). 3) Dingl. 167, 289.

Mrazek's Verfahren.[1]) Verschmelzen blei- und wismuthoxydhaltiger Producte der Přibramer Hütte (S. 528) mit mindestens $^1/_2$ Proc. Bi mit Eisenfrischschlacken im Schachtofen auf wismuthhaltiges Blei, Abtreiben desselben bis auf Blicksilber, Erfolg von 6—8 Proc. reicher Wismuthglätte mit etwa 75 Proc. des ganzen Wismuthgehaltes; beschränkte Reduction derselben mittelst Kohle im Flammofen auf eine 50—60 Proc. Wismuth enthaltende Legirung, Kochen derselben in einem gusseisernen Kessel mit concentrirter Schwefelsäure, Ueberschöpfen der Wismuth- und Silberlösung vom Bleisulfate weg in ein Steingutgefäss, Verdünnen mit Wasser, Fällen des Silbers mit etwas Kochsalz und Zerstörung der Krystallisation von schwefelsaurem Wismuthoxyde, längeres und gelindes Erwärmen, Abziehen und Filtriren der sauren Wismuthlösung, Fällen des Wismuths durch Eisen, Abfiltriren des Schwammes, Pressen, Trocknen, Schmelzen und Ausschöpfen in Formen. Bei einem Kupfer- und Silbergehalte: Versetzen des geschmolzenen Wismuths mit Zink, Abnehmen des kupfer- und silberhaltigen Zinkschaumes, Erhitzen des Bades bei Luftzutritt behufs der Entzinkung, bis die anfangs zähen Abzüge leichtflüssig werden, Verschmelzen des Zinkschaumes mit Schwefelkies auf Kupferstein und silberhaltiges Wismuth, Entsilbern desselben durch Zink und Entabstrichen zur Entfernung des Zinkes; Zusatz des silberhaltigen, aber kupferfreien Zinkschaumes beim Abtreiben der wismuthhaltigen Bleie. Mrazek's Verfahren.

204. Raffination (Läutern) des Wismuths.[2]) Das auf trockenem Wege dargestellte Wismuth hält zuweilen Pb, Cu, Ni, Co, Ag, Fe, Sb, As, Sn und S. (Peruanisches Wismuth enthielt z. B. 93.4 Bi, 4.6 Sb mit etwas Sn, 2.0 Cu mit etwas Fe, sächsisches kommt arsenfrei und mit bis 0.5 Proc. As vor, z. B. nach Schneider mit 99.011 Bi, 0.099 Ag, 0.318 Cu und 0.510 As; Gehalt an Ag in zwei Sorten aus Bolivia und zwei aus Sachsen resp. 0.083, 0.621, 0.188 und 0.075 Proc.) Die Reinigung desselben kann geschehen: durch Absaigern bei niedriger Temperatur auf einer geneigten Eisenplatte bei Holzfeuer (sächsische Blaufarbenwerke) und Ausgiessen eben vor dem Erstarren in eiserne Formen, wobei sich Schwefelwismuth oberflächlich abscheidet; durch Umschmelzen mit $^1/_4$ des Gewichtes Kalisalpeter und Kochsalz, wobei namentlich Blei und Arsen, weniger Kupfer sich entfernen lassen; Schmelzen mit $^1/_8$ kohlensaurem Natron und $^1/_{64}$ Schwefel oder mit $^1/_{16}$ Kalisalpeter und $^1/_{16}$ Boraxglas; Schmelzen mit dem $2^1/_2$ bis 3 fachen Wismuthoxyde vom Antimon zur Entfernung des letzteren; Erhitzen des Wismuths in höherer Temperatur, Erkaltenlassen, Pulverisiren und Erhitzen mit $^1/_4$ kohlensaurem Kali, Kohle und getrockneter Seife unter einer Kohlendecke 1 St. lang bei Rothgluth, Umschmelzen des Regulus bei Luftzutritt mit Salpeterzusatz; Schmelzen mit Schwefelwismuth zur Entfernung von Blei; Entfernung von Arsen durch Schmelzen unter einer Boraxdecke und Eintauchen von dünnen Streifen von Eisenblech, wobei sich oberflächlich Arseneisen ausscheidet, oder durch Glühen von 2 Thln. Wismuth mit 1 Thle. Weinstein, oder durch $^1/_4$ stündiges Schmelzen unter einer Decke von chlorsaurem Kali und 2—5 Proc. Soda oder Schmelzen in einer eisernen Schaale unter einem Gemische von Kalihydrat und Salpeter unter stetem Umrühren 1 St. lang; Trennung vom Schwefel durch Schmelzen mit Schmiedeeisen und Kohle; Abscheidung von Kupfer durch Einschmelzen bei niedriger Temperatur, Aufstreuen von $^1/_{16}$ Rhodankalium (durch Vermengen von 8 Thln. Cyankalium und 3 Thln. Schwefelblumen dargestellt), Umrühren mit einem Thonstabe nach Eintritt von ruhigem Flusse und Abgiessen des noch flüssigen Metalles vom darauf erstarrten Schwefelkupfer. — Eine vollständige Reinigungsmethoden.

1) Oest. Ztschr. 1874, Nr. 34 u. 35. B. u. h. Ztg. 1874, S. 418. 2) Muspratt's Chem. 7, 1075. B. u. h. Ztg. 1874, S. 119 (Méhu).

Reinigung gelingt nur auf nassem Wege durch Auflösen in Salpetersäure, Fällen von basischem Nitrate mit der 14fachen Menge Wasser, Kochen des Salzes mit verdünnter Natronlauge, Auswaschen, Auflösen in Salpetersäure, abermaliges Fällen und Reduction des Niederschlages. — Nach Schneider[1]) erfolgt vollständig arsenfreies Metall (käufliche Wismuthsalze enthalten oft 0.05—0.1 Proc. As) beim Auflösen z. B. von 2 kg gröblich zerkleinertem Rohmetalle in zuvor auf 75 bis 90° C. erhitzter Salpetersäure (9—10 kg) von 1.2 spec. Gew., in kleinen Portionen nach und nach eingetragen, so dass unter steter Gasentwickelung eine heftige Einwirkung stattfindet, zuletzt stärkeres Erhitzen, wo dann in Salpetersäure unlösliches arsensaures Wismuth sich abscheidet (bei Anwendung kalter Säure entsteht darin lösliches arsenigsaures Wismuthoxyd und Arsen geht demnächst ins Nitrat über); Klären der Flüssigkeit oder Filtriren durch Asbest, Krystallisirenlassen ohne vorherige Verdünnung mit Wasser, Abwaschen der neutralen arsenfreien Nitratkrystalle mit salpetersäurehaltigem Wasser, wo dann alles noch rückständige Arsen in die Mutterlauge geht; Reduction des Nitrates zu Metall. Auf trockenem Wege lässt sich Arsen nicht vollständig entfernen. — Nach Hampe: Zusammenschmelzen von sehr feinzertheiltem Wismuth mit einer gleichen Menge eines Gemisches aus gleichen Theilen Schwefel und kohlensaurem Natron, Auslaugen, Filtriren, Auflösen des Schwefelwismuths in Salpetersäure, Filtriren, Eindampfen, Eingiessen in viel Wasser, Decantiren des basischen Salzes, Filtriren, nochmaliges Lösen in Salpetersäure, Eingiessen der Lösung in überschüssiges Ammoniak und Reduction des erfolgten Oxydes im Wasserstoffstrome.

Eigenschaften des W.

Reines Wismuth ist auf dem Bruche blättrig, glänzend und röthlichweiss; arsenhaltiges (Geruch vor dem Löthrohre auf Kohle) zeigt grosse Blätter von weisserer Farbe; Antimon erzeugt einen matten Bruch mit sehr kleinen Krystallflächen; Blei verhindert das Erstarren des Wismuths mit grossen Krystallflächen nicht, aber die Flächen sind mit schönen Krystallen bedeckt[2]). Beim Erstarren bleihaltigen Wismuths krystallisirt zuerst fast reines Wismuth aus, während eine bleireichere Verbindung zurückbleibt, welche die Decke des erstarrenden Metalles durchbricht und als flüssige Tropfen (mit bis 30 Proc. Blei im Freiberger Wismuth) auf die Oberfläche tritt, weshalb man die Tropfen (Spratz) vor dem Verkaufe wohl abschlägt. Bei silberhaltigem Wismuth ist nach Winkler der zuerst krystallisirende Theil silberreicher, als der flüssig bleibende, so dass das Pattinsoniren ein entgegengesetztes Ergebniss liefern würde, als das des silberhaltigen Bleies[3]); nach Schneider[4]) verhält sich aber Wismuth wie Blei, die oberflächlichen Wülste der ersteren sind silberreicher, als die übrige Masse. Mittelst Zinkes lässt sich Wismuth entsilbern und beim Zusammenschmelzen kann Zink 2.4 Proc. Wismuth und Wismuth 8.6—14.3 Proc. Zink aufnehmen. Das Metall schmilzt bei 264° C., läuft im reinen Zustande oberflächlich gelb an und verdampft, ohne flüchtiger als Blei zu sein, bei höherer Temperatur (bei 1090—1600°); dehnt sich beim Erstarren stark aus.[5]) Spec. Gew. 9.79, des käuflichen Metalles 9.783—9.833. Obererzgebirgisches Wismuth erfolgt in Schüsseln, Freiberger in Ziegelform. In England aus chilenischen und peruanischen Erzen erzeugtes Metall ist minder rein, als sächsisches.

Analysen von Handelswismuth:

	Bi	Fe	Cu	Pb	Ag	Sb	Sn	S
a.	99.32	Spr.	Spr.	0.30	0.38	—	—	—
b.	99.77	Spr.	0.08	—	0.05	—	—	0.10
c.	93.37	2.06		—	—	4.57		—

a. Joachimsthal. b. Sachsen. c. Peru.

1) Erdm. J. 1879, Bd. 20, S. 418. 2) Dingl. 204, 368. 3) Ebend. 193, 258. 4) Journ. f. prakt. Chem. 23, 75. 5) B. u. h. Ztg. 1874, S. 363.

XIII. NICKEL.

205. Nickelerze. Zur Nickelgewinnung[1]) dienen: Kupfernickel (Rothnickelkies) Ni As mit 43.5 Proc. Ni; eine geringe Menge Ni gewöhnlich durch Co und Fe, sowie As theilweise durch Sb (bis 28 Proc.) und S vertreten. Erze.

Mit Kobalterzen meist auf Gängen im Granit und krystallinischen Schiefergebirge, auch im Kupferschiefergebirge (Riechelsdorf, Siegen, Mansfeld, Thüringen, Erzgebirge, Andreasberg, Wittichen, Schladming mit 11 Proc. Ni, 1—2 Co, 0.25 bis 0.5 Cu, Dobschau mit 4—12 Proc. Ni und Co, Salzburg mit 2—2.5 Ni und 1—5 Co.)

Weissnickelkies (Chloantit) $Ni As_2$ mit 28.2 Ni, meist gemeinschaftlich mit Kupfernickel (Schneeberg).

Untergeordnet vorkommende Mineralien sind: Nickelkies (Millerit, Haarkies) Ni S mit 64.5 Proc. Ni (in Canada, Gapgrube), Nickelarsenkies (Nickelglanz) $Ni S_2 + Ni As_2$ mit 26.1—38.4 durchschnittlich 35.1 Proc. Ni (Schladming); Nickelantimonkies (Antimonnickelglanz) $Ni S_2 + Ni Sb_2$ mit 27.6 Proc. Ni (Siegen); Antimonnickel Ni Sb mit 31.4 Proc. Ni (Andreasberg); Nickelocher (Nickelblüthe) $Ni_3 As_2 O_8 + 8 H_2 O$ mit 29.5 Proc. Ni; Nickelsilicate, und zwar a) Garnierit[2]), 5 (Mg O, Ni O), $4 Si O_2 +$ n aq mit 38.61 Proc. Ni O im reinen Zustande, durchschnittl. mit 18—19 Ni O (14—15 Ni), 16—17 Mg O, 40—50 Proc. $Si O_2$ und bis 20 Proc. $H_2 O$, verhüttet mit gewöhnlich 8 bis 10, zuweilen 12—14 und selten bis 20 Proc. Ni, schwefel- und arsenfrei, arm an Cu und Co (Neucaledonien); b) Rewdanskit[3]), $3 RO, 2 Si O_2 + 2 H_2 O$, und zwar RO = Fe O, Ni O, Mg O, mit 48.3 Proc. Ni O; c) Pimelit, Magnesia-Nickeloxydulsilicat (Malaga).

Nickelhaltige Schwefelkiese[4]) (Dillenburg, St. Blasien) und Magnetkiese oder Pyrrothine (St. Blasien, Klefva und Sagmyra in Schweden, Ringerige, Kragerö, Moss und Snarum in Norwegen[5]), Pennsylvanien[6]), Varallo in Piemont), sowie nickelhaltige Blei-, Kupfer- und Arsenerze liefern nicht unbeträchtliche Nickelmengen.

Gehalt von Erzen[7]): Dillenburger Schwefelkies mit bis 6 Ni und 5 Proc. Cu; St. Blasien mit 2—2½ Proc. Ni und etwa ¾ Proc. Cu; Varallo mit 1.20—1.44 Ni,

---

1) Citate: Kerl, Repertor. d. techn. Literatur, Art. Nickel. Erze: Chevallier, expos. univers. de 1867 à Paris, p. 129. Vorkommen in Europa: B. u. h. Ztg. 1879, S. 359. Dingl. 232, 257, 365 (Flechner), 236, 334 (Canada). Analysen von Erzen in Ztschr. d. deutsch. geol. Ges. 1873, Bd. 25, S. 282 (Rammelsberg). Erdm. J. 1876, Bd. 14, S. 397 (Laspeyres). Ztschr. d. deutsch. geolog. Gesellsch. 1876, Bd. 28, Hft. 2 (Heusler). B. u. h. Ztg. 1878, S. 185 (Badoureau). Wagn. Jahresber. 1877, S. 209; 1878, S. 215; 1879, S. 209. 2) B. u. h. Ztg. 1875, S. 208; 1876, S. 272; 1877, S. 59, 66, 188; 1878, S. 245, 341; 1879, S. 96, 137, 302; 358, 395. Oest. Ztschr. 1879, Nr. 1. Dingl. 232, 370; 236, 334. Rev. univers. 1877, Vol. 1, Nr. 1 (Christofle). Ann. d. min. 7 sér., T. 9, livr. 3 de 1876 (Heurteuse). Auffindung des Garnierit im J. 1863 in Neucaledonien, näher studirt von Dana 1864, analysirt 1877. 3) B. u. h. Ztg. 1876, S. 308; 1880, S. 423. 4) Auffindung von Nickel und Kobalt in Erzen: B. u. h. Ztg. 1868, S. 339. Unterscheidung von Nickel-, Kobalt- u. Chromverbindungen: B. u. h. Ztg. 1869, S. 26, 340. 5) Preuss. Ztschr. 14, 101. B. u. h. Ztg. 1871, S. 114. 6) B. u. h. Ztg. 1872, S. 356; 1873, S. 329; 1874, S. 11, 142; 1875, S. 58; 1876, S. 390 (Gapgrube). 7) B. u. h. Ztg. 1879, S. 358; 1877, S. 391. Dingl. 232, 257.

Kragerö $1^3/_4$ Proc., Klefva $1^1/_4$ Proc., Sagmyra 0.5—0.8 Proc. Ni; Gapgrube in Pennsylvanien Magnetkies mit $1^3/_4$ Ni, 0.1 Co und 1 Cu; Kupferkies (Chalkopyrit) von Ringeriges-Nickelwerk mit 0.01 Co, 0.42—1.75 Ni und 33.24 Cu; nickelhaltige Arsenerze von Dobschau mit $^1/_4$—17 Proc. Ni, von Schladming mit etwa 11 Proc. Ni und 1 Proc. Co.

Kunstproducte. Nickelhaltige Hüttenproducte in Gestalt von Speisen der Blei-[1]), Kupfer- und Kobaltwerke; nickelhaltiges Schwarz- und Gaarkupfer (S. 185) zuweilen mit octaedrischen Krystallen von Nickeloxydul[2]) und nickelhaltige Gaar- und Verblasenschlacken (S. 189) und Glimmerkupfer (S. 186) daraus, Eisensauen u. s. w.

Beim Verarbeiten nickelhaltiger Blei- und Kupfererze[3]) geht der Nickelgehalt theils in den Handelsbleien, Glätten, Schlacken und Eisensauen verloren, ein Theil concentrirt sich im Steine[4]) und in etwa fallender Speise; beim Pattinsoniren von nickelhaltigem Blei geht das Nickel zumeist in die silberreichen Mutterlaugen.

Umfang. **206. Nickelgewinnungsmethoden.** Dieselben beschränken sich auf Hüttenwerken meist nur auf eine Concentration des Nickelgehaltes von Erzen und Hüttenproducten in nickelreichen Speisen oder Lechen, seltener in Schwarzkupfer oder Eisensauen, während dann in chemischen Fabriken aus diesen Producten metallisches Nickel oder Nickellegirungen dargestellt werden, was aus Lechen leichter als aus Speisen geschehen kann. Neuerdings werden auch auf Hüttenwerken die neucaledonischen Garnierite auf Nickelcarburet (Rohnickel) verschmolzen und dieses raffinirt.

Production. Jährliche Production an Nickel etwa 959 t; davon liefert $^1/_2$ das deutsche Reich, $^1/_6$—$^1/_7$ Nordamerika, je $^1/_9$ Oesterreich und Brasilien, $^1/_{12}$ Schweden und Norwegen, $^1/_{50}$ Belgien und Frankreich. — Nickelproduction in Schweden und Norwegen in 1875 an resp. 50 000 und 310 000 kg (1877 sind in Folge der Einfuhr der neucaledonischen Erze fast sämmtliche Nickelwerke daselbst eingestellt); Production in Preussen 1877 an 75 700 kg, davon Victoriahütte zu Naumburg 38 500 kg, Fleitmann und Witte in Iserlohn 29 000 kg, Basse und Selve in Altena 5500 kg, Aurorahütte im Nassauischen 2 700 kg, zusammen im Werthe von 545 300 Mark.

Speisebildung. **207. Darstellung von Nickelspeisen.** Dieselben entstehen entweder als Zwischenproducte beim Verschmelzen arsen- und nickelhaltiger Erze — z. B. Bleispeisen $(Fe, Ni, Co)_2 As$ oder $(Fe, Ni, Co) As$ mit beigemengten Schwefelungen von Cu, Fe, Pb, Ag, Zn, Sb, Kupferspeisen mit oft bedeutendem Antimongehalte, Kobaltspeisen von Blaufarbenwerken[5]), meist $(Ni, Co)_3 As_2$ oder $(Ni, Co)_3 As_4$, seltener $(Ni, Co)_2 As$ oder $(Ni, Co) As$ mit eingemengtem Wismuth und bisweilen $Fe_n As$, $Ag S$ oder $Cu_2 S$ —, oder beim Verschmelzen eigentlicher Nickelerze, dann gewöhnlich $R_2 As$ oder $R As$, seltener $R_3 As_2$ oder $R_3 As_4$, worin R = Ni, Co, Fe, mit zuweilen wenig geschwefeltem Cu, Fe, Pb und Sb. Seltener verschmilzt man arsenfreie nickelhaltige Erze und Producte mit arsenhaltigen Zuschlägen (Arsenkies) auf Speisen, meist nur, wenn es sich um eine Trennung des Kupfers von Nickel handelt, z. B. aus Gaarkupferschlacken. Zur Anreicherung ihres Nickel- und Kobaltgehaltes unterwirft man die Speisen häufig noch einer Concentration und Raffination.

---

1) Přibramer Producte in B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1868, S. 123. 2) Erdm. J. 37, 193; 42, 189; Dingl. 155, 162. 3) B. u. h. Ztg. 1864, S. 315; 1867, S. 419; 1868, S. 123 (Přibram); 1874, S. 456 (Wyandotte). 4) B. u. h. Ztg. 1874, S. 457, 458 (Wyandotte); 1875, S. 132 (Mechernich). 5) Muspratt's Chem. 3, 1952.

1) Verarbeitung arsenhaltiger Nickelerze. Je nachdem dieselben Schwefelmetalle (auch wohl einen Ueberschuss von Arsen) enthalten oder nicht, werden sie im gerösteten oder rohen Zustande verschmolzen. Arsenhaltige Nickelerze.

Ein Schwefelgehalt trägt zur Verflüchtigung von Arsen bei und führt mehr Kobalt als Nickel in den neben Speise entstehenden Stein. Bei einem Kupfergehalte der Erze kann durch Zuschlag schwefelhaltiger Substanzen absichtlich auf die Bildung von Stein hingewirkt werden, in welchem sich dann das Kupfer, weniger Nickel und Kobalt ansammeln. Schwerspath eignet sich als schwefelhaltiger Zuschlag besser als Schwefelkies, weil derselbe eine leichtflüssige Schlacke giebt und kein Eisen in die Speise führt.

a) Rohe Erze erfordern beim Umschmelzen nur auf die Verschlackung der beigemengten Erden wirkende Zuschläge. Das Nickel wird vor Verschlackung geschützt, so lange hinreichend Arsen vorhanden ist, um eine Halbarsen-Verbindung zu bilden. Gute, reiche Speise ist feinkörnig; ein grösserer Eisengehalt macht dieselbe grobkörnig und flammig. Theorie.

Sangerhausen (Mansfeld).[1]) Verschmelzen schwerspäthigen Kupfernickels mit 1 Proc. Flussspath, 2 Proc. Thon und 4 Proc. Quarzsand nebst Schlacke von der vorigen Arbeit in einem 1.9 m hohen und 0.32 m weiten Sumpfofen auf 45 Proc. verkäufliche Speise mit bis 40 Proc. Ni, wobei auf 100 kg Erz etwa 4.4 hl Kohle gehen. Bei zu bedeutendem Flussspathzuschlage wird die Speise eisenreicher. Beispiele. Mansfeld.

Garnieritverarbeitung.[2]) Dixon schmilzt neucaledonische Erze bei einer Beschickung aus 400 Erz, 800 Kupfererzschlacken, 90 arseniger Säure und 50 Holzkohlenpulver auf eine Speise (271 Thle. mit 64.8 Thln. Nickel) bei nur 0.3 Proc. Nickelverlust, welche nach dem Todtrösten auf nassem Wege weiter behandelt wird.

b) Geröstete Erze.[3]) Die gerösteten Erze bestehen im Wesentlichen aus Oxyden (Eisen-, Nickel-, Kobaltoxyd), arsensauren Salzen, unzersetzten Arsenmetallen und erdigen Beimengungen. Werden dieselben bei passender nicht zu hoher Temperatur, in welcher sich Nickel-, nicht aber Eisenoxyd u. s. w. reducirt, im Schachtofen mit Solvirungsmitteln (Quarz, Thon u. s. w.) verschmolzen, so reducirt sich oxydirtes Nickel zu Metall, welches mit unzersetzten und aus arsensauren Salzen reducirten Arsenmetallen sich zu einer Speise vereinigt, während das Eisenoxyd in Oxydul übergeht und sich als solches verschlackt. Theorie.

Man arbeitet am besten zur möglichsten Verminderung einer Nickelverschlackung auf die Entstehung einer etwas basischen, nicht unter 30—35 Proc. Eisenoxydul enthaltenden Singulosilicatschlacke hin. Da man die Temperatur im Grossen nicht genau in der Gewalt hat, so verschlackt sich, namentlich bei sauren Schlacken, etwas Nickel, jedoch weniger, als gleichzeitig anwesendes Kobaltoxyd. Auch reducirt sich Eisen und geht in die Speise. Ein Kupfergehalt würde in die Speise treten, wenn man nicht schwefelhaltige Zuschläge giebt und neben Speise auf Stein arbeitet, in welchem mehr Kobalt, als Nickel sich ansammelt.

Ungarn. In Dobschau (Georgshütte)[4]): Rösten von Erzen mit etwa 6 Proc. Ni und Co in überwölbten Stadeln unter Gewinnung von arseniger Säure, Schmelzen im 5 m hohen Ofen mit Quarz, Kalkstein und Schlacke auf Speise mit 16—26 Proc. Ni und Co, Rösten derselben in 5 Feuern in Stadeln, Schmelzen auf 2. Speise mit 30—32 Proc. Ni und Co, Rösten derselben in 3—4 Feuern und Schmelzen derselben (1800 — 2000 kg) mit Glas, Quarz und Soda während 10 St. in einem Flammofen (Fig. 293, 294), weiteres Concentriren bis eben zur Kobaltverschlackung auf Speise mit 50—52 Ni, Co, 1—2 Cu, 8—10 Fe, 38—40 As, 1—2 S. Beispiele. Ungarn.

---

1) B. u. h. Ztg. 1864, S. 59. 2) B. u. h. Ztg. 1879, S. 395; 1878, S. 246. 3) B. u. h. Ztg. 1878, S. 205. 4) Oest. Ztschr. 1865, Nr. 46. B. u. h. Ztg. 1864, S. 58; 1867, S. 46; 1868, S. 359; 1878, S. 206, 213.

Salzburg.

Salzburg (Leogang).[1]) Rösten der Erze mit 2—3 Proc. Ni und Co in Stadeln, Schmelzen im 1.2 m hohen Krummofen auf Speise, Rösten derselben in 3—5 Feuern, Verschmelzen mit Quarz und Erzschlacken, Verblasen der Speise im Flammofen bei Sandzusatz auf eisenfreie Speise, Verschmelzen der kobalthaltigen Schlacken mit Quarz und Arsen auf Kobaltspeise.

Fig. 293.

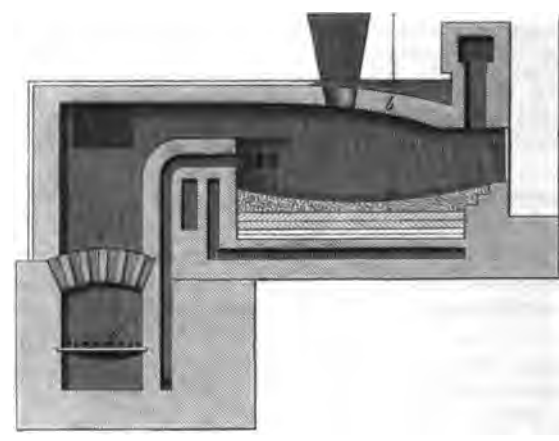


Fig. 294.

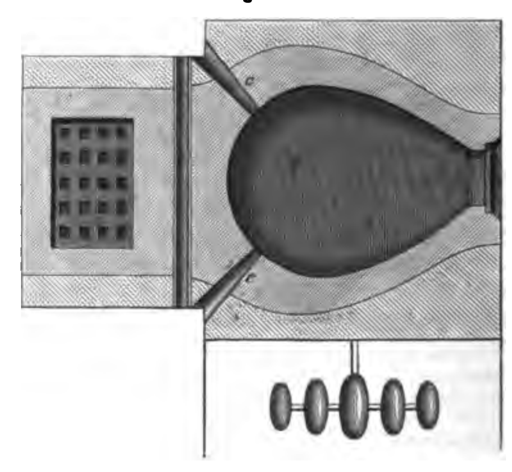


Fig. 293, 294. *a* Sohle, 2.40×1.90 m, aus Schlacke zu unterst, dann Thon, Sand und Mergel. *b* Gewölbe, 0.80 m über der Sohle. *c* zwei Formen, 6 cm weit und 25 cbm Luft mit 26 cm Druck liefernd. *e* oberer Rost aus Schlackenziegeln zur Holzaufnahme. *d* Unterrost aus Eisenstäben.

Losonez.

Losonez[2]): Verarbeiten von Dobschauer Erzen mit 14—20 Proc. Ni und Co und 0.5 Proc. Cu, von Leoganger Speise und Klefvaer Nickelstein mit 40 bis 50 Proc. Ni und Co, 20—25 Proc. Cu, Rösten im Flammofen, Schmelzen von Speise und Stein in 2.50 m hohen Schachtöfen mit Quarz und Kalk, Schmelzen von angereicherter Speise und Stein mit Quarz im Flammofen. Verarbeitung des erzeugten Nickels zu Argentan in Bonsdorf bei Wien.

Schladming.

Schladming in Steyermark.[3]) Rösten der 11 Proc. Ni und 1 Proc. Co enthaltenden Erze in Stadeln 5—8 Tage, Schmelzen mit Quarz im Schachtofen auf Speise mit 45—47 Ni, 4—6 Co, 8—10 Fe, 1—1.5 Cu, 33 bis 36 As, 1—2 S, 1—2 C, Schlacke u. s. w., Rösten der Speise in einem Flammofen mit 8eckiger sternförmiger Sohle[4]), Verschmelzen des Röstgutes in Graphittiegeln mit 30 Proc. Potasche, 12 Proc. arseniger Säure und 12 Proc. Quarz im Windofen auf reiche verkäufliche Speise mit 62 Ni, Co und Cu, 2 Fe und 31 As. — Oder: Schmelzen kobaltreicher Speise im Flammofen mit Quarz und kohlensaurem oder besser arsensaurem Natron, wiederholter Zusatz, nach Abzug der Schlacke, von Glas und Quarz bis zum Blauwerden der Schlacke, Anreicherung der Speise auf 56—58 Ni, bei fortgesetztem Quarzzusatze Erzeugung von Smalte.

Sachsen.

Sachsen.[5]) Rösten Schneeberger wismuthfreier kobaltreicher Nickelerze in einem Flammofen, in welchem die Feuergase erst über, dann unter dem Herde durchgehen in Kammern zur Auffangung von arseniger Säure, Schmelzen des Röstgutes im

---

1) B. u. h. Ztg. 1867, S. 57; 1878, S. 206, 228. 2) Ebend. 1877, S. 301; 1878, S. 20.
3) Ebend. 1878, S. 206, 214. 4) Ebend. 1879, S. 210 (mit Abbildung). 5) Ebend. 1877, S. 301.

Flammofen mit Kalk auf Kobaltspeise und Ni und Cu enthaltenden Stein; Concentriren der zum Smalteschmelzen zu kobaltarmen Erze im Flammofen mit Kalk und Quarz durch wiederholte Schmelzungen zu einem fast eisenfreien Producte.

c) Speiseconcentration. Diese hauptsächlich die Entfernung des Arsen- und Eisengehaltes bezweckende Operation kann geschehen: Zweck.

α) durch Röstreductionsschmelzen, mehrmaliges Rösten der Rohspeise und Verschmelzen mit kieseligen Substanzen (Quarz, Rohschlacke) im Schacht- oder Flammofen, wobei sich aber neben Eisen schon mehr Kobalt verschlackt (alte Salzburger Methode). Flechner[1]) hat einen zweckmässigen Gasröstofen und Speiseconcentrationsofen construirt. Röstreduction.

β) Durch Verblasen[2]) im Spleissofen (Ungarn) oder kleinen Gaarherd (Salzburg), indem man die Speise auf einem Herde von Quarz (kleiner Gaarherd) oder aus Thon- und Talkschiefer bei schwachem Windstrome rasch einschmilzt, wobei sich neben wenig Nickel und mehr Kobalt viel arsensaures Eisenoxyd (wie bei der Plattner'schen Nickelprobe) verschlackt, die Schlacke wiederholt abzieht und nach jedem Abzuge, wenn man einige Zeit geblasen hat, Sand oder arme quarzige Erze aufstreut, bis sich die Speise vor dem Löthrohre eisenfrei zeigt. Die erfolgenden Schlacken werden beim Rohschmelzen zugesetzt. (Beispiele S. 537.) Verblasen.

Unterharz.[3]) Verblasen von Bleispeise mit 1.6 Proc. Co und 0.7 Proc. Ni im Treibofen. Beispiel. Oker.

γ) Durch oxydirendes Schmelzen im Flammofen. Durch geeignete Zuschläge, Quarz oder gleichzeitig Schwerspath, lässt sich das Eisen sehr vollständig entfernen, indem durch Einwirkung von Arseneisen auf Schwerspath arsensaures Eisenoxydul und Schwefelbarium entstehen und sowohl Eisen als Baryt von der Kieselsäure aufgenommen werden. Bei einem Kupfergehalte der Speise trägt Schwerspath zur Abscheidung desselben in einem Steine bei (Freiberg). Das Kobalt steht hinsichtlich seiner Verschlackbarkeit zwischen Eisen und Nickel und wird fast eben so viel von ersterem mit fortgenommen, als von letzterem zurückgehalten. So lange die eisenreiche Schlacke nicht blau gefärbt ist, hat sich kein Nickel verschlackt. Zuweilen setzt man nach Abscheidung des Eisens den Oxydationsprocess mit Quarz noch weiter fort, um Kobaltfritte zu erhalten, aus welcher dann auf nassem Wege das Kobalt zu gewinnen ist. Es muss alsdann die Speise vorher geröstet sein (Schneeberger Erze). Oxydirendes Schmelzen.

Freiberg. Raffiniren der entsilberten Bleispeise (S. 262) in einem kleinen Flammofen mit 50—60 Proc. Schwerspath und 20—25 Proc. Quarz, wobei Kupferstein und fast eisenfreie Speise mit circa 40—44 Proc. Ni und Co und 8—10 Proc. Cu erfolgt. Später hat man die Concentration der Speise mit ihrer Entsilberung verbunden, indem man dieselbe erst mit Quarz und Schwerspath raffinirt, nach dem Schlackenabziehen die 1½fache Menge Blei einträgt, bei steter Feuerung durchrührt und absticht, wobei Werkblei, Kupferstein und Speise mit 0.01—0.02 Proc. Ag erfolgen. Beispiel. Freiberg.

δ) Durch Schmelzen mit Salpeter und Soda. Nach Wagner[4]) wird hierbei Eisen nahezu vollständig und Arsen nur dann völlig ent- Schmelzen m. Salpeter.

1) B. u. h. Ztg. 1878, Taf. 6, Fig. 9; 1879, Taf. 6, Fig. 11—13. 2) Ebend. 1870, S. 134. 3) Kerl, Rammelsberger Hüttenpr. 1861, S. 53. 4) B. u. h. Ztg. 1870, S. 134; 1879, S. 65, 106.

fernt, wenn kein Kupfer vorhanden, welches aus dem schmelzenden Arseniat Arsen auszufällen scheint. Es empfiehlt sich in solchem Falle, das solvirende Gemisch durch Zuschläge (kohlensauren Kalk oder Baryt) strengflüssiger zu machen.

Eine gepochte Nickelspeise (a) gab beim Schmelzen mit 5 Proc. Natronsalpeter und 10 Proc. Soda ein Product (b) von folgender Zusammensetzung:

	a.	b.
Nickel	48.20	90.67
Kupfer	1.93	4.05
Kobalt	1.63	0.30
Arsen	42.08	0.62
Wismuth	2.44	—
Eisen	0.65	—
Schwefel	3.07	—
Verlust u. s. w.	—	0.36

Arsenfreie Producte.

2) Arsenfreie Erze und Producte (Schlacken). Zur Abscheidung eines Kupfergehaltes von Nickel und Kobalt verschmilzt man nach Freiberger Methode [1]) das rohe oder geröstete Material mit Arsenkies und Schwefelkies oder besser Schwerspath, wobei ersterer Kobalt und Nickel in eine Speise, letzterer Kupfer in einen Stein überführt, ohne dass jedoch die Trennung eine scharfe ist. Es müssen deshalb beide Producte wiederholt mit obigen Zuschlägen behandelt werden.

Beispiele. Oberharz.

Oberharz.[2]) Verschmelzen von 100 kg Kupferverblasenschlacken (S. 194) mit 2—28 Proc. Nickeloxydul mit 21.54 kg Arsenkies, 32.22 kg Schwefelkies, 51.59 kg Krätzkupfersteinschlacken und 71.12 kg Bleisteinschlacken in einem 2.7 m hohen Sumpfofen auf 7.61 kg Werkblei, 24.48 kg Rohspeise mit 27 Proc. Ni und 20 Proc. Cu und 51.51 kg Kupferstein mit 6 Proc. Ni und 37 Proc. Cu mit 0.02 cbm Holzkohlen und 55.03 kg Cokes; Durchstechen der 3 mal gerösteten Speise mit 5 Proc. Arsenkies, $12^1/_2$ Proc. Schwerspath, 50 Proc. Bleisteinschlacke, 50 Proc. Krätzkupfersteinschlacke und 22 Proc. unreiner Schlacke auf 3 Proc. Werkblei, 57 Proc. raffinirte Speise mit 35 Proc. Ni und 17 Proc. Cu und 40 Proc. Kupferstein mit 4.5 Proc. Ni und 37 Proc. Cu bei einem Verbrauche von 0.01 cbm Kohlen und 38 kg Cokes pro 100 kg Schlacke.

Dillenburg.

Dillenburg. Früheres Verschmelzen gerösteter nickelhaltiger Schwefelkiese mit 4—5 Proc. Ni mit Quarz, Eisenfrischschlacken, Kalkspath und Kalkstein auf Rohstein, Concentriren desselben im Schachtofen, Verblasen des Concentrationssteines mit 28 Proc. Ni und 29 Proc. Cu in einem Gaarherde unter Zusatz von Sand, Potasche und Soda, Abziehen der Schlacke und Abstechen des Productes in einen mit Fliegenstein und Kohlenklein versehenen Herd, wobei sich Nickelspeise mit 40 Proc. Ni und 19 Proc. Cu und Kupferstein bilden, welchem durch Arsen noch Nickel entzogen wird.

Brixlegg.

Brixlegg (Tyrol).[3]) Verschmelzen von Kupfer-, Blei- und Silbererzen mit 15—16 Proc. Cu und 1 Proc. Ni und Co nach dem Haufenrösten im Pilzofen auf antimonhaltige Speise, Werkblei und Kupferstein, Rösten der Speise, Schmelzen mit Schwerspath im Pilzofen auf concentrirte Speise und Kupferstein, Schmelzen der gerösteten Speise mit Arsenkies im Flammofen auf verkäufliche dritte Speise; Verschmelzen des Kupfersteins auf Schwarzkupfer, Raffiniren desselben, Verschmelzen der nickelhaltigen Raffinirschlacke auf verkäufliches Schwarzkupfer mit bis 30 Proc. Ni.

Dobschau.

Phönixhütte bei Dobschau.[4]) Rösten nickelhaltiger Kupfererze in 4 Feuern, Schmelzen mit Quarz auf Stein, 8maliges Rösten desselben, Verschmelzen auf kupferreichen Stein und kobaltnickelhaltige Schlacke mit wenig Kupfer, Verschmelzen derselben im Schachtofen mit Arsen und Schwerspath auf Speise und Stein, Rösten der ersteren in Stadeln, Anreichern im ungarischen Flammofen (Fig. 293, S. 538), Abstechen auf Arsen oder Schwefelarsen zur Erzielung einer verkäuflichen Speise und von Kupferstein.

Kaafjord.

Kaafjord in Norwegen.[5]) Aehnlich wie Dobschau. — Auch sächsische nickelhaltige Eisensauen[6]) hat man auf Nickelspeise verschmolzen (s. später).

---

1) B. u. h. Ztg. 1845, S. 807; 1849, S. 182; 1852, Nr. 50; 1864, S. 103; 1867, S. 131. 2) B. u. h. Ztg. 1865, S. 9. 3) Ebend. 1877, S. 301; 1878, S. 213. 4) Ebend. 5) Ebend. 6) Ebend. 1878, S. 213.

Binsfeldhammer. Verschmelzen nickel- und antimonhaltiger Schlacken (S. 219) mit in Kalk eingebundenen Anilinfarbenrückständen. Binsfeldhammer.

208. Darstellung von Nickelstein. Derselbe wird aus geschwefelten Erzen (nickelhaltigen Schwefel- und Magnetkiesen) dadurch erzeugt[1], dass man dieselben nach vorheriger Röstung in Haufen (Klefva, Ringerige), Stadeln (Varallo) oder Schachtöfen (Dillenburg) mit kieseligen Zuschlägen einem reducirend-solvirenden Schmelzen in Schachtöfen[2], als Tiegel-, Sumpf- oder Brillenöfen zugemacht, unterwirft, wobei sich bei passender Temperatur zu Oxydul reducirtes Eisenoxyd verschlackt und unzersetztes, sowie aus Eisensulfat reducirtes Schwefeleisen einen Nickelstein bildet, in welchem sich das aus leichter als Eisenoxyd reducirbarem Nickeloxyde erzeugte metallische Nickel, sowie aus Nickelsulfat hergestelltes Schwefelnickel concentrirt. Man sucht eine zwischen Singulo- und Bisilicat liegende Schlacke zu erzeugen, aus welcher sich der Stein gut absetzt. Wegen minderer Verwandtschaft des Nickels und namentlich des Kobaltes zu Schwefel, als zu Arsen, werden diese Metalle leichter verschlackt, als bei der Speiseerzeugung, dagegen sammelt sich ein Kupfergehalt vollständiger im Steine an. Bei grösserem Nickel-, namentlich aber Kobaltgehalte sucht man einer Verschlackung dieser Metalle durch schwächere Röstung entgegen zu wirken. Die Eisenreduction und dadurch die Entstehung nickelhaltiger Eisensauen[3]) wird begünstigt, wenn bei der Röstung gebildetes Eisenoxydul nicht in Oxyd übergeführt und der Ofen zu hoch ist, weshalb man zuweilen nur Oefen von 1.3—1.6 m Höhe anwendet (Klefva). Ein stärkeres Stechen der Form veranlasst die Bildung eines reicheren Steines. Steinbildung.

Schweder[4]) hat über die Vorgänge beim Verschmelzen geschwefelter Nickelerze sehr eingehende Studien gemacht und u. A. nachstehende Reactionen festgestellt: Nickeloxydul und Schwefeleisen setzen sich in Schwefelnickel und Eisenoxydul um; Kupferoxyd und Schwefelnickel geben je nach den verschiedenen quantitativen Verhältnissen verschiedene Producte: $4\,CuO + 4\,NiS = 2\,Cu_2S + (NiS + Ni) + 2\,NiO + SO_2$; $4\,CuO + 2\,NiS = Cu_2S + 2\,Cu + 2\,NiO + SO_2$; $4\,CuO + (2\,NiS + 2\,Ni) = Cu_2S + 2\,(Cu, Ni) + 2\,NiO + SO_2$. Die Sulfate von Cu, Ni, Co, Fe werden beim Glühen durch Kohle und Kohlenoxydgas reducirt, und zwar ersteres in eine Mischung von Cu und Cu_2S, die übrigen zu Schwefelmetallen, nur bei sehr hohen Temperaturen auch etwas zu Metall. Cu_2S wird durch Fe zerlegt ($Cu_2S + Fe = FeS + 2\,Cu$), nicht aber durch Ni, NiS jedoch durch Kupfer ($2\,NiS + 2\,Cu = Cu_2S + NiS + Ni$ und $NiS + 2\,Cu = Cu_2S + Ni$); es zersetzen sich nicht gegenseitig NiS und CuO, sowie Cu_2S und NiO. — Badoureau[5]) giebt folgendes Verhalten der Schwefelmetalle an: Beim Schmelzen von NiS mit saurem Eisensilicat geht Ni fast gar nicht in die Schlacke, wohl aber Co theilweise; NiO und S oder FeS geben einen alles Ni enthaltenden Stein, Co geht nur theilweise in den Stein; Nickelsilicat und Schwefel oder Schwefelkies zusammengeschmolzen geben einen Stein, in welchen Ni theilweise geht, nicht aber Co. — Ausführliches über die Constitution der Steine, namentlich auch der Nickelsteine, hat Münster[6]) mitgetheilt, welche nach demselben eine ungleichartige Masse von Schwefelmetallen, regulinischen Metallen und oxydischen Verbindungen bilden.

Behufs der Concentration werden die Rohleche wiederholt in Stadeln geröstet und mit Solvirungsmitteln in Schachtöfen mit stark Lechconcentration.

1) Theorie: B. u. h. Ztg. 1879, S. 18. Einzelne Operationen: B. u. h. Ztg. 1878, S. 420 (Rösten), 422 (Rohschmelzen), 423 (Rohsteinrösten); 1879, S. 17 (Concentrationssteinschmelzen), 19, 37 (Verblasen des Steines), 37 (Steinraffiniren), 80 (Rösten des Raffinationssteines), 104 (Reduction der Oxyde). 2) B. u. h. Ztg. 1858, S. 352. 3) Dingl. 197, 331. B. u. h. Ztg. 1872, S. 356; 1878, S. 423; 1879, S. 17, 20. 4) B. u. h. Ztg. 1878, S. 377; 1879, S. 17. 5) Ebend. 1878, S. 185. 6) Ebend. 1877, S. 195; 1879, S. 17.

stechender Form, besser aber wegen minder leichter Eisenausscheidung in Flammöfen geschmolzen, wobei ein Zuschlag von Schwerspath oder Glaubersalz und Kohle der Kupfer- und Nickelverschlackung entgegenwirkt, indem sich Schwefelbarium oder Schwefelnatrium bilden, welche oxydirtes Nickel und Kupfer schwefeln, während die entstandene Baryterde nebst Eisenoxydul mit Quarz eine leichtflüssige Schlacke giebt, oder es wird nach Schweder[1]) aus dem Barytsulfate (auch Kalk- und Natronsulfat) durch Kieselsäure Schwefelsäure ausgetrieben, welche in schweflige Säure und Sauerstoff zerfällt, der zunächst auf das Eisensulfuret oxydirend wirkt, so dass dasselbe durch Kieselsäure verschlackt werden kann, während das nach dem Schwefeleisen auch oxydirte Nickel mit dem FeS zu NiS und FeO sich umsetzt. Auch findet wohl ein Schmelzen der Leche bei Zutritt von Gebläseluft (Verblasen) zur Entfernung des Eisen- und Schwefelgehaltes statt (Dillenburg, Ringeriges Nickelwerk), welche nach Wagner[2]) und Schweder[3]) durch ein darauf folgendes Schmelzen mit Natronsalpeter und Soda noch vollständiger gemacht wird. Bei einem Ueberschusse von Salpeter wird Nickel verschlackt, Kupfer aber nicht in die Schlacke geführt.

Beispiele. Dillenburg.

Dillenburg.[4]) Rösten im Grünsteine vorkommender kupfer- und nickelhaltiger Schwefelkiese (S. 535) in Kilns, Verschmelzen ohne Zuschläge oder mit etwas Kalkspath, Quarz und Schlacken im 1.4 m hohen, 0.55 m weiten und 0.70 m tiefen Brillenofen auf 19.8 Proc. Rohstein und Rohschlacke mit 0.88 Proc. Kupferoxydul und Spuren von Nickel (entstandene Eisensauen werden je nach ihrem Volumen entweder beim Erzschmelzen wieder zugeschlagen oder geröstet und im Gaarherde auf nickel- und eisenhaltiges Kupfer verblasen); Rösten des Rohsteines 3—4 mal in Stadeln und Verschmelzen im Brillenofen mit Quarz und Erzschlacken auf Concentrationsstein; oxydirendes Schmelzen (Verblasen) desselben in einem zweiförmigen Verblaseofen, bis nur noch 2 Proc. Eisen und so viel Schwefel vorhanden, dass der verblasene oder raffinirte Stein zur Zerkleinerung hinreichend spröde bleibt.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.	l.	m.
Nickel . .	19.44	14.30	13.03	18.11	34.49	35.68	49.66	40.97	39.69	42.38	4.85	27.81
Kupfer . .	22.30	14.92	16.55	13.39	28.69	32.93	30.19	42.81	44.70	40.72	1.40	23.70
Eisen . .	35.30	44.90	42.80	42.46	15.88	13.03	9.24	—	—	—	88.17	20.10
Kobalt . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0.05	2.55
Schwefel .	22.02	26.04	27.82	26.04	21.15	18.17	10.91	15.19	13.55	13.95	4.05	—
Kieselsäure	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2.11	—

	n.	o.	p.
Kieselsäure	38.56	39.37	36.29
Thonerde	7.16	9.70	10.71
Eisenoxydul	35.64	36.86	48.69
Kalkerde	13.55	5.87	0.68
Magnesia	4.79	6.87	0.31
Kali	—	0.20	—
Natron	—	0.99	—
Kupferoxydul . . .	—	0.52	1.07
Kobaltoxydul . . .	—	} 1.10	0.26
Nickeloxydul . . .	—		2.14
Manganoxydul . . .	—		—

a—d Rohstein. e—g Concentrationsstein. h—k Raffinationstein. l—m Eisensauen roh und verblasen. n Rohschlacke. o Concentrationsschlacke. p Verblasenschlacke.

Gladenbach.

Gladenbach (Aurorahütte).[5]) Früher ähnlicher Process wie zu Dillenburg.

---

1) B. u. h. Ztg. 1879, S. 37, 79. 2) B. u. h. Ztg. 1870, S. 134. 3) B. u. h. Ztg. 1879, S. 65, 81, 106. 4) B. u. h. Ztg. 1860, S. 277; 1864, S. 58; 1866, S. 234; 1879, S. 19. Odernheimer, Berg- und Hüttenwesen Nassau's 1867, Schluss-Heft, S. 154, 162. 5) Dingl. 141, 434. B. u. h. Ztg. 1856, S. 301; 1866, S. 236; 1879, S. 106. Berggeist 1876, Nr. 49.

St. Blasien.

St. Blasien (Schwarzwald).[1]) Schmelzen der nickel-, kobalt- und kupferhaltigen Erze im Brillenofen auf Stein mit 8.83 Proc. Ni und Co bei stechender Form, wobei auf 100 kg Rohstein erforderlich waren 457.7 kg Erz, 121.0 kg Concentrationsschlacke, 226.1 kg Rohschlacke, 28.5 kg Flussspath, 0.3 kg Kalk, 217.7 kg Cokes und 0.1 cbm Holzkohlen; Rösten des Rohsteines in bedeckten Stadeln, wobei die schweflige Säure durch Soda oder Kalk absorbirt wird, Schmelzen auf Concentrationsstein mit 24 bis 26 Ni, Verblasen auf Stein mit 58 bis 63 Proc. Ni, Schmelzen desselben mit Salpeter auf ein schwefelfreies Product mit 69.9 Ni, 27.3 Cu und 0.75—1.3 Fe. Der grössere Eisengehalt rührt zum Theil von der Anwendung eiserner Werkzeuge her.

Klefva.

Klefva (Schweden).[2]) Schmelzen eines 1.22 Proc. Cu und 3.05 Proc. Ni enthaltenden Magnetkieses in 0.9—1.3 m hohen Tiegelöfen auf Rohstein, dreimaliges Rösten desselben in Stadeln und Verschmelzen auf Concentrationsstein mit 50 bis 55 Ni und 25—27 Cu im Schachtofen. Tiegelöfen bewährten sich nach Stapff besser, als Brillen- und Sumpföfen.

Beschickung in neueren höheren Oefen: 5 kg rohes Erz, 80 kg geröstetes Erz, 60 kg Concentrationsschlacke, 10 kg Quarz. Beim Verblasen des Steines wendet man bei den ersten Gaarungen starkes, bei den letzten schwächeres Stechen der Form an und entfernt durch Umschmelzen mit Kalk oder Asche den Schwefel.

	a.	b.	c.
Nickel	16.01	30.92	54.25
Eisen	50.81	31.27	5.98
Kupfer	5.91	12.11	26.19
Schwefel	24.27	24.95	13.48
Rückstände	3.00	0.75	—

	d.
Kieselsäure	28.09
Thonerde	3.50
Eisenoxydul	60.52
Kobaltoxydul, Nickeloxydul, Manganoxydul	1.44
Schwefel	0.58

a. Rohstein. b. Concentrationsstein. c. Neuester Concentrationsstein. d. Concentrationsschlacke.

Dreimal in Stadeln gerösteter Rohstein enthielt:

Schwefelmetalle.		Neutr. Sulfate.		Bas. Sulfate und Oxyde.	
Fe_7S_4	25.71	NiO, SO_3	1.68	Fe_2O_3	45.08
NiS	4.21	CuO, SO_3	0.16	CuO	1.54
Cu_2S	0.38	FeO, SO_3	1.77	NiO	2.26
	30.76	$Fe_2O_3, 3SO_3$	Spr.	SO_3	0.14
			3.61		49.02

Varallo.

Sesiahütte bei Varallo (Piemont).[3]) Rösten der Kiese mit 2.2 Proc. Ni in Stadeln, Schmelzen im Brillenofen auf Stein mit 7 Proc. Ni und Co, Concentriren des gerösteten Steines im Schachtofen auf 28—32 Proc. Ni und Verkauf des Concentrationssteines nach Oberschlema.

Scopello.

Scopellohütte.[4]) Verschmelzen der rohen Erze mit Steinschlacken in Mansfelder Oefen auf Stein mit 4 Proc. Ni und Co, Rösten desselben in Wellner'schen Stadeln, Schmelzen in niedrigen Schachtöfen auf Stein und Concentriren desselben auf 24 Proc. Ni.

Sagmyra.

Sagmyra.[5]) Rösten des Erzes mit 0.6 Proc. Ni und 0.7 Proc. Cu in Haufen, Schmelzen im Raschetteofen auf Stein mit 4 Proc. Ni und 4.5 Proc. Cu, Rösten des Steines in Stadeln, Schmelzen im 3 m hohen Schachtofen auf zweiten Stein, Granuliren desselben oder Anbatzen des granulirten ersten Steines mit Quarzsand, Kalk- oder Thonmilch; zweites Rösten des granulirten Steines im Flammofen, Schmelzen mit Quarzzuschlag und Glas im Flammofen auf dritten Stein mit 35 Ni, 40 Cu, 0.2 bis 0.4 Fe, 22 S zur Verarbeitung auf Victoriahütte; oder Behandeln des granulirten ersten Steines bei gewöhnlicher Temperatur mit schwacher Schwefelsäure, Auskrystallisirenlassen von Eisenvitriol und Behandeln des Rückstandes als zweiten Stein.

Norwegen.

Kragerö in Norwegen.[6]) Verschmelzen ungerösteter Magnetkiese mit durchschnittlich 1.25 Proc. Ni im 3förmigen Schachtofen von 4.40 m Höhe mit Raffinirschlacken auf Rohstein mit 3.5 Proc. Ni, Rösten in Stadeln, Verschmelzen im einförmigen Krummofen von 1.3 m Höhe auf Stein mit 30 Proc. Ni und 15 Proc. Cu,

---

1) B. u. h. Ztg. 1870, S. 19, 161, 355, 387. Berggeist 1869, Nr. 79, 97, 101. 2) B. u. h. Ztg. 1852, S. 76; 1858, S. 353, 377; 1868, S. 441; 1869, S. 100; 1877, S. 210. 3) B. u. h. Ztg. 1878, S. 185. Oest. Ztschr. 1861, S. 406. Rev. univers. 5 an. 4 livr. p. 186. 4) B. u. h. Ztg. 1878, S. 186. 5) Ebend. S. 186. 6) Dingl. 229, 376. B. u. h. Ztg. 1871, S. 114.

nochmaliges Concentriren auf eisenfreien Stein mit 60 Ni, 30 Cu und 10 S, Mahlen, Todtrösten, Reduciren zu einer Legirung aus 68 Ni, 30 Cu und 2 S, nochmaliges Umschmelzen unter Zusatz von Kupfer zu einer Legirung von 50 Cu und 50 Ni.

Pennsylvanien. Gapgrube in Pennsylvanien.[1]) Rösten des Erzes (S. 536) in Kilns, Zerkleinern, Schmelzen mit Kalk und Quarz im Schachtofen auf Stein, Walzen und Abgeben desselben an Wharton's Nickelwerk zu Camden, New Jersey, wo jährlich an 100 000 kg Nickel, 4000—5000 kg Kobaltoxyd und 200 000 kg Kupfervitriol erzeugt werden.

St. Denis. Garnieritverarbeitung.[2]) Christofle verschmilzt zu St. Denis arme Erze mit bis 8 Proc. Ni in einem 5 m hohen 3förmigen cylindrischen Ofen mit Cokes und Pyriten oder Gyps auf Nickelsteine mit 50—60 Ni, 25—15 Fe und 25—25 S unter Eintropfen von Petroleum in die Düse, Verarbeitung des nahe 60 Proc. Nickel enthaltenden Steines auf Sulfat oder metallisches Nickel. — Nach Hessel: Verschmelzen des Nickelsilicates mit Sodarückständen auf eisenarmen Stein, Concentriren desselben mit Quarz im Flammofen und Verarbeiten auf nassem Wege.

Schweden. Ringeriges Nickelwerk in Schweden.[3]) Rösten der Magnetkiese (S. 536) in Haufen, Schmelzen von 100 Röstgut, 25 Schlacke und 21 Cokes in Tiegelöfen von 2 m Höhe, 1 m Weite und Tiefe auf Rohstein mit 5.7—6 Proc. Ni und 3.6 bis 3.8 Proc. Cu, Rösten des Steines in Stadeln oder Haufen, Schmelzen desselben mit 25 Proc. Schlacke, 6—7 Proc. Sand, 5 Proc. Kalkstein und 20—22 Proc. Cokes auf Concentrationsstein mit 12—15 Proc. Ni, Co und 7—10 Cu, 48—54 Fe, 26—27.5 S; Verblasen des Concentrationssteines auf dem kleinen Gaarherde auf Gaarstein mit 40—52 Ni, bis 29 Cu und etwa 10 Proc. Eisen. Raffiniren des Gaarsteines mit Schwerspath und Quarz im Flammofen auf Raffinationsstein, Rösten desselben im Gasflammofen erst für sich, dann mit Salpeter und Soda, Auslaugen zur möglichsten Entfernung des Schwefels, Reduction der Oxyde in Tiegeln in einer Art Glasofen.

Wagner's Verfahren. Wagner's Verfahren. Verblasen des Concentrationssteines (a), Schmelzen des Raffinationssteines mit 15 Proc. seines Gewichtes eines Gemenges von Salpeter und Soda und Auslaugen, wobei ein Product (b) von folgender Zusammensetzung enstand:

	a.	b.
Nickel	25.32	40.93
Kupfer	37.65	58.64
Eisen	10.58	0.25
Schwefel	26.45	0.18

Nickelhaltige Eisensauen. **209. Darstellung von nickelhaltigem Roheisen, Eisensauen und Schwarzkupfer.** Nickelhaltige Eisensauen[4]) erfolgen häufiger als unerwünschtes Zwischenproduct beim Erzschmelzen (Dillenburg, S. 542), als dass dieselben absichtlich dargestellt und dann in einem kleinen Gaarherde mit Quarz zu nickel- und kupferreichen Legirungen verblasen werden (früher in Klefva[5])), während man neuerdings Garnierit absichtlich auf nickelhaltiges Roheisen (Rohnickel) verschmilzt, welches dann entkohlt wird.

Beispiel. Septèmes. Garnieritverarbeitung (S. 535) zu Septèmes[6]) auf Rohnickel. Verschmelzen des Erzes mit Flussspath, Manganerzen, Soda u. s. w. in einem 8 m hohen Schachtofen bei 12 cm Quecksilberpressung und 400° Windtemperatur, wobei 1000 Erz mit 400 Cokes 112 Rohnickel mit 60—68 Proc. Ni geben, z. B. mit 60.90 Ni, 33.35 Fe, 0.85 Si, 3.90 C, bei Schlacken mit 0.5 Proc. Ni. Entkohlung des Rohnickels entweder durch Cementiren, Glühen kleiner Stücke oder gemahlen in einem feuerfesten Kasten mit staubförmigem Eisenoxyde; oder Puddeln des Rohnickels, wie Eisen, zur Erlangung einer hämmer- und walzbaren Puddelluppe; oder oxydirendes Schmelzen im Siemensofen unter Quarzzuschlag, Zusatz von etwas manganhaltigem Rohnickel am Operationsende, wie beim Martiniren, auch wohl Zusatz von Puddelnickel. Ein Einsatz von 1000 kg giebt Nickel mit 98 Proc. Metall. Bei sehr armen Erzen setzt man im Schachtofen reiches

---

1) B. u. h. Ztg. 1874, S. 142; 1875, S. 58. 2) B. u. h. Ztg. 1878, S. 246; 1879, S. 137, 138. 3) B. u. h. Ztg. 1877, S. 195; 1878, S. 420; 1879, S. 17, 38, 64, 79, 105. Oest. Ztschr. 1880, Nr. 21. Ztschr. d. deutsch. geolog. Ges. 1879, S. 484. 4) Sauen von Ringeriges Nickelwerk: B. u. h. Ztg. 1878, S. 423; 1879, S. 17. 5) B. u. h. Ztg. 1852, S. 76; 1858, S. 377. 6) B. u. h. Ztg. 1878, S. 245; 1879, S. 137. Kupelwieser, Pariser Ausst.-Bericht 1879, Wien, S. 166. Nickelbronze in Oest. Ztschr. 1880, S. 462.

Eisenerz zu, damit das Eisen das Nickel ansammelt und etwa 15 Proc. Rohnickel giebt. Man erzeugt auch aus dem Rohnickel Legirungen (Nickelbronze) mit Sn, Zn und Cu. — Nach Lake: Anbatzen des Erzes mit Flussmitteln und Kohlenstaub durch Petroleum, Schmelzen in mit Kohle ausgefütterten Tiegeln oder im Hohofen.

Sachsen. Nickelhaltige Eisensauen.[1]) Granuliren solcher Sauen von sächsischen Hütten mit 80 Fe, 2.5 Cu, 2 Ni, 1.5 Co, 6 Mo, 8 S, Calciniren im Flammofen, Schmelzen mit Quarz im Flammofen unter Eisenverschlackung auf einen Ni, Co und Mo enthaltenden König, Glühen desselben mit Salpeter und Soda im Flammofen, Auslaugen des Molybdates mit Wasser und Verschmelzen der rückständigen Oxyde mit Arsenkies auf verkäufliche Speise. — Zu Ringeriges Nickelwerk[2]): Verblasen der Sauen im kleinen Herde unter Aufstreuen von Rohstein oder Erz zur Gaarsteinerzeugung. **Ringerige.**

Nickelhaltiges Schwarzkupfer. Nickelhaltiges Schwarzkupfer entsteht u. A. beim Verschmelzen nickelhaltiger Kupfergaarschlacken (S. 189), welches sich durch Gaarmachen oder Raffiniren nicht nickelfrei erhalten lässt und dessen Entnickelung auf nassem Wege auch nicht zufriedenstellende Resultate ergeben hat, weshalb man solche Schlacken zweckmässiger mit Arsenkies und Schwerspath behandelt hat (S. 540). Ein Nickelgehalt in Kupfersteinen lässt sich dadurch theilweise ausziehen, dass man den geschmolzenen Stein auf geschmolzenes Kupfer absticht und umrührt, wo dann der grösste Theil des Kupfers in den Stein geht, das Nickel aus letzterem aber in den Rest von Kupfer, welches wiederholt zur Nickelausziehung zu verwenden ist.

Beispiel. Mansfeld. Mansfeld.[3]) Früher Verschmelzen von nickelhaltigem Gaarkrätz (S. 189) auf Schwarzkupfer, Verblasen, Granuliren und Behandeln desselben bei Luftzutritt mit verdünnter Schwefelsäure, Krystallisirenlassen der geklärten Lauge, wobei zuerst Kupfervitriol, aus der eingedampften Mutterlauge ein Gemisch von Kupfer- und Eisenvitriol und zuletzt dunkler Nickel- und Kupfervitriol anschiesst; Calciniren des gemischten Vitriols, wenn derselbe eisenfrei, in einem Röstofen, Auslaugen des Röstgutes, Trocknen, Reduciren in einem Sefströmschen Ofen, Einschmelzen der nicht schwefelfrei zu erhaltenden Legirung mit 40—68 Proc. Cu, 30—59 Proc. Ni, 1.1 bis 1.8 Proc. Co., 0.5—1.3 Proc. Fe und 0.07—0.34 Proc. S in einem zweiförmigen mit Graphit ausgestrichenen Gaarherde. Herter[4]) hat für die Krätzen den nassen Weg empfohlen oder Calciniren eines eisenhaltigen Kupfernickelvitriols, Auslaugen mit verdünnter Schwefelsäure, wobei Eisenoxyd zurückbleibt, Fällung der Lösung mit Soda in Kochhitze und Reduction der ausgeschiedenen Metalloxyde.

210. Darstellung von Handelsnickel oder Kupfernickellegirungen.

Darstellungsmethoden. Je nachdem das Rohmaterial (Erze, Speisen oder Leche) Kupfer enthält oder nicht, stellt man daraus Handelsnickel[5]) oder Nickelkupferlegirungen[6]) dar, welche sich zur Argentanbereitung benutzen lassen. Ein Kobaltgehalt ist dabei nicht schädlich, wohl aber bei der weiteren chemischen Verarbeitung des Nickels. Die Nickeldarstellung geschieht seltener auf dem einfacheren trockenen, als auf nassem Wege, weil ersterer zur Erzielung eines reinen Productes ein reines Rohmaterial erfordert; zuweilen sind beide Wege combinirt (gemischter Process). Das auf trockenem Wege dargestellte Nickel enthält meist nur 60—80 Proc., auf nassem Wege erzeugtes 95—98 Proc. Ni.

Nickel, Eigenschaften u. s. w. Da das metallische Nickel sehr strengflüssig ist (schmilzt nach älteren Angaben bei 1600°, nach Schertel zwischen 1392—1420° C.), so kommt dasselbe seltener in

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 213. 2) Ebend. 1879, S. 20. 3) Ebend. 1859, S. 371; 1860, S. 501; 1861, S. 67; 1862, S. 160; 1864, S. 58; 1865, S. 146, 386. Berggeist 1865, Nr. 30, 40. 4) Berggeist 1865, Nr. 20. 5) Nickel auf der Philadelphia-Ausstellung: Eng. and Min. Journ. 1877, Vol. 23, Nr. 1 (Wharton). Kupelwieser, das Hüttenwesen auf der Philad. Ausst., Wien 1877, S. 292. Nickel auf der Pariser Ausst.: Kupelwieser, das Hüttenwesen auf d. Pariser Ausst. Wien 1879, S. 163. Reinigung des Handelsnickels in B. u. h. Ztg. 1875, S. 94. Muspratt's Chemie 5, 518. Nickeldarstellung: Dingl. 236, 327, 409. 6) Muspratt's Chemie 4, 242; 5, 527.

gegossenen Platten oder granulirt, als in Schwammform oder meist in kleinen gefritteten Würfeln von etwa 13 mm Seite in den Handel (Würfelnickel), welche dadurch erhalten werden, dass man das auf trockenem oder nassem Wege abgeschiedene Nickeloxydul oder Oxydulhydrat mit Roggenmehlkleister oder Syrup (S. 548) oder Zucker (S. 549) oder mit einem Gemenge aus 5 Proc. Roggenmehl, Runkelrübensaft und Wasser zu einem dicken Brei anknetet, diesen in einen Rahmen von der Höhe der Würfel von etwa 10 mm Seite einstampft, aus der Masse dann Würfel schneidet, diese schnell trocknet und in Tiegeln bei discontinuirlichem oder in stehenden Röhren mit Bodenschieber bei continuirlichem Betriebe zwischen gestossener Holzkohle allmählich bis zur Weissgluth (etwa 3 St.) erhitzt. Auch presst man die Oxyde besser ohne alle Klebmittel unter einer hydraulischen Presse und zerschneidet die erfolgenden Platten in Würfel. Durch das Mehl kann Silicium ins Nickel kommen, weshalb man demselben, wenn man nicht das Pressverfahren anwendet, Leimwasser vorzieht. Schon bei niedriger Temperatur reducirt sich das oxydirte Nickel, aber die Nickeltheilchen fritten erst in hoher Hitze zusammen. Einige Procent Schwefel, sowie mindestens 10 Proc. Kupfer machen das Nickel im gewöhnlichen Windofenfeuer schmelzbar. Bei reinem Nickel gehen die Würfel mit metallischem Glanze, glatten Flächen und speisgelber ins Grauliche ziehender Farbe aus dem Reductionsapparate hervor; unreine Würfel erscheinen gelblichgrau bis strohgelb und kupferhaltige nuanciren in Bräunlichroth oder Gelb. Ein Schwefelgehalt veranlasst ein Grauwerden der Würfel bei längerem Liegen an der Luft, sowie die Entwickelung von Schwefelwasserstoff. An den Würfeln haftende Glastropfen deuten auf einen Alkaligehalt, und zwar bei gelber Farbe auf Eisen, bei blauer auf Kobalt. Das Nickel wird spröde von Eisen, Arsen, Antimon und Schwefel. Nach Badoureau macht 0.1 Proc. Arsen das Nickel schon brüchig, der Schwefelgehalt darf nicht über 0.1 Proc. steigen und erzeugt ein Gehalt daran blaue und schwarze Flecke und macht das Nickel und Argentan daraus unwalzbar. Es soll bei der Argentanfabrikation schon 1 Proc. Eisen schädlich sein. Beträgt der Kupfergehalt nicht viel über das $1^1/_2$fache des Nickels, so bleiben die Legirungen geschmeidig, schwieriger bei 3—4facher Menge Kupfer; Nickel mit 10 Proc. Kupfer eignet sich vorzüglich zur Argentanfabrikation. Kobalt erhöht die Weisse des Nickels und den Effect des Kupfers, macht aber, schon bei 6 Proc., das Nickel hart und selbst brüchig. Hat man zum Formen der Würfel zu viel Mehl genommen, so erfolgen wenig glänzende, leicht zerdrückbare graue Würfel und bei nicht hinreichender hoher Temperatur schwamm- oder pulverförmiges Nickel (Nickelschwamm). Wird nach Jungk[1]) Nickeloxyd mit Kohle behufs der Würfelnickelbildung einer sehr hohen, zur Schmelzung führenden oder zu anhaltenden Temperatur ausgesetzt, so enthält das Product um so mehr Graphit, je kobaltreicher dasselbe. Bei $^1/_4$ — $^1/_2$ Proc. Kobalt finden sich nur selten und dann wenige Blättchen davon, bei 10 Proc. ist die Graphitbildung schon beträchtlich, bei 50 Proc. zeigt sich die Beschaffenheit des grobkörnigen Eisens. Schwefel und Arsen scheinen auf die Graphitbildung ohne Einfluss zu sein. Das bei der Garnieritverarbeitung erfolgende Rohnickel enthält bis 4 Proc. Kohlenstoff. Beide Metalle, Kobalt und Nickel, zeigen auch zu Silicium (schon 0.2 Proc. davon sind schädlich) bedeutende Verwandtschaft und geben mit diesem und Kohlenstoff dem Roheisen im Aeusseren ähnliche Verbindungen, welche Stoffe schon bei geringen Mengen auf die Dehnbarkeit des Nickels und Kobaltes schädlich influiren. Nach Winkler[2]) lässt sich durch mehrtägiges Glühen in einer Oxydumhüllung keine befriedigende Ductilität erzielen, wohl aber durch einen umsichtig geleiteten Gaarungsprocess. Wharton in Philadelphia stellte durch einen solchen Gaarungs- oder Puddelprocess Nickelwürfel her, welche sich gut schmieden liessen. Neuerdings hat Fleitmann[3]) ein Verfahren angegeben, Gussnickel von grosser Dichtigkeit, Dehnbarkeit und Schweissbarkeit zu erzeugen durch Zusatz von wenig ($^1/_{30}$ Proc.) Magnesium und etwa $^1/_{20}$ Zink beim Schmelzen, indem man gereinigtes Nickeloxyd mit 5 Proc. Zinkoxyd innig mischt und beide Oxyde der gemeinschaftlichen Reduction unterwirft. Solches Nickel wird auf den Walzwerken von Fleitmann und Witte in Iserlohn zu breiten Blechen ausgeplattet und gestattet ein Plattiren von Eisen und Stahl damit in der Weise, dass Blöcke davon einseitig oder beiderseitig mit dicken Nickelblechen durch Hämmern oder Walzen zusammengeschweisst und dann glühend bis zu Blechen von $^1/_{10}$ mm Dicke mit nur $^1/_{100}$ mm starkem Nickelüberzuge ausgewalzt oder auf dünnen Draht verarbeitet werden können. Derartig nickelplattirte Stahlbleche lassen sich aber nicht härten. Aus Kobalt lassen sich auch ohne Magnesium walzbare

1) Dingl. 222, 94; 236, 480. 2) B. u. h. Ztg. 1880, S. 87. 3) Ebend. 1879, S. 206; 1880, S. 176. Glaser's Annal. 1881, Nr. 85, S. 29. Industrieblätter. Berlin 1881, Nr. 1, S. 6.

Platinen giessen, wenn eine Kohlung des Metalles vermieden war, doch befördert ein Zusatz von $^1/_{10}$ Magnesium auch einen dichten und zähen Guss. Das in der Glühhitze äusserst dehnbare Kobalt zeigt in der Kälte eine sehr grosse Härte und sehr geringe Dehnbarkeit. Scott[1]) erzeugt reines Nickelmetall durch Schmelzen gegossener Nickelplatten in einem Tiegel mit Manganoxyd und Holzkohlenpulver auf dem Boden.

Ein Gehalt an Chlor in Nickelkupfer macht daraus gefertigtes Argentan brüchig (S. 553).

Das Schmelzen des Nickels (und Kobalts) bewirkt Winkler[2]) in einem Deville'schen Gebläseofen[3]) bei Anwendung von Holzkohlen und Cokes in einem combinirten Tiegel, bestehend in einem hessischen Tiegel nach Aussen, darin ein bester englischer Graphittiegel, beide durch eine Chamotteschicht getrennt, in letzterem ein Elgersburger Porzellantiegel, mit Magnesiafutter umgeben und mit durch Wasserglas auflutirtem Thondeckel. Man kann in 20 Min. 5—6 kg Nickel schmelzen. Da dasselbe im flüssigen Zustande Gase (Sauerstoff) absorbirt, so giesst man dasselbe zur Vermeidung blasiger Güsse durch eine kohlenstoffhaltige Flamme, indem man um den Einguss der Sand- oder Thonform einen mit Theer oder Petroleum getränkten starken Baumwollendocht legt, der nach dem Entzünden eine reducirende Flamme giebt. Als ein wirksameres Mittel zur Vermeidung blasiger Güsse hat Garnier[4]) einen Zusatz von etwa 3 Tausendstel Phosphor in Form von Phosphornickel befunden, welches letztere mit 6 Proc. Phosphor erhalten wird durch Schmelzen eines Gemenges von phosphorsaurem Kalk, Kieselsäure, Kohle und Nickel als eine weisse, harte und brüchige Verbindung. Bei grösserem Phosphorzusatze wird das Nickel härter auf Kosten seiner Dehnbarkeit. Wharton[5]) stellt 100 kg schwere Gussstücke her. Aus käuflichem Nickel unter Zusatz von etwas Kohle geschmolzene Nickelanoden enthielten nach Gard[6]) 0.5—1.9 C, 0.125—0.303 Si, 0.108—0.464 Fe, Spr.—0.446 Co, 0.049 bis 0.266 S, 97.44—98.208 Ni. Nach Boussingault[7]) liefert selbst längere Zeit in einem Cementirofen erhitztes Nickel nur ein an Kohlenstoff armes Product.

Nickelanalysen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.
Nickel	96.2—98.3	86.5—71.4	83.0—90.0	88.7	86.7—88.0	87.0—94.6	89.4
Kupfer	0.2— 2.2	Spr.—18.9	1.3— 2.0	8.0	1.8— 1.9	0—Spr.	8.0
Eisen	0.5— 1.0	0.2— 1.3	0.2— 0.4	1.6	1.9 —	Spr.— 1.8	2.7
Kobalt	—	0.9—12.0	5.5—11.2	0.5	6.8— 7.4	0.5— 9.3	—
Arsen	—	0— 0.6	—	—	0.7— 0.8	—	—
Antimon	—	—	—	—	—	—	—
Natrium	—	—	0.9— 2.0	—	—	—	—
Schwefel	—	Spr.— 0.1	0.7— 1.4	—	—	0— 0.2	—
Kieselsäure	—	0— 3.5	0.7— 0.9	—	0— 1.0	0.5— 2.8	—
Rückstand	0.7— 1.4	0.6— 1.6	—	—	0— 0.8	—	—
Silicium	—	—	—	0.3	—	—	—
Kohle	—	—	—	—	—	—	—
Mangan	—	—	—	—	—	—	—
Zinn	—	—	—	—	—	—	—

	h.	i.	k.	l.	m.	n.	o.	p.
Nickel	67.9—69.2	99.6	75.7—84.5	75.7—80.9	77.5	97.75	98.00	94.63
Kupfer	0.1— 1.2	0.2	0.6—12.5	7.7—12.5	10.2	—	—	0.06
Eisen	21.2—21.3	0.2	0.4— 1.1	0.4— 1.2	1.1	—	—	0.22
Kobalt	0.2— 0.3	—	2.2— 8.2	2.2— 5.2	3.7	—	—	0.17
Arsen, Antimon	} 7.9— 8.1	—	0.4— 1.3	2.6— 3.8	2.8	—	—	0.01
		—	—	—	—	—	—	—
Natrium	—	—	—	—	—	—	—	Spr.
Schwefel	—	—	1.7— 2.2	0.2— 2.3	1.1	—	—	0.20
Kieselsäure	1.2— 1.3	—	—	—	—	—	—	1.00
Rückstand	—	—	0.4— 0.6	0— 0.4	0.9	—	—	—
Silicium	—	—	—	—	—	0.54	0.50	—
Kohle	—	0.3	0.5— 2.9	0.1— 0.2	0.7	1.25	0.13	—
Mangan	—	—	0.2— 0.8	—	0.6	0.36	1.63	—
Zinn	—	—	0.7— 2.0	0.5— 4.1	1.4	—	—	—

1) B. u. h. Ztg. 1880, S. 8. 2) Dingl. 222, 175; 236, 480. 3) Dingl. 229, 159. Polyt. Centralbl. 1860, S. 794. 4) Chem.-Ztg. 1880, S. 604. Technologiste 1880, Nr. 142. B. u. h. Ztg. 1881, S. 6. 5) Dingl. 226, 551. 6) B. u. h. Ztg. 1878, S. 200. 7) Dingl. 236, 480.

a. Dillenburg. b. Joachimsthal. c. Klefva. d. Kitzbüchel (Tyrol). e. Schladming. f. Ungarn. g. Cassel. h. Thalhof. i. Iserlohn. k. England. l. Deutschland. m. Frankreich. n. und o. aus neucaledonischen Erzen. p. von Dobschau mit 3.45 MgO und 0.44 CaO.

Modificationen.

211. Darstellung von Nickel und Legirungen desselben auf trockenem Wege.

Nickelmetall.

1) Darstellung von Nickelmetall.[1]) Dieselbe kann bestehen bei reineren Materialien, welche nur Nickel und Arsen oder Schwefel enthalten, in einem möglichst vollständigen Abrösten mit Kohle, Entfernung der letzten Antheile von Arsen und Schwefel durch Erhitzen des Röstgutes im Flammofen mit etwa 20 Proc. Soda und etwas Natronsalpeter, Auslaugen von schwefel- und arsensaurem Natron aus der Masse und Reduciren des Rückstandes.

Andere Mittel zur Entfernung des Arsens sind Schmelzen mit Soda und Schwefel, dann Auslaugen; oder Erhitzen mit Schwefel, wobei Schwefelarsen wegraucht.

Beispiele. Dobschau.

Dobschau. Rösten der pulverisirten Speise (S. 537) in einem zweisohligen Ofen unter Zusatz von Holzkohlenstaub, Sieben und Mahlen des Röstgutes, Glühen desselben mit 10 Proc. Soda, 5 Proc. Natronsalpeter und 10 Proc. Seesalz, letzteres zur Verflüchtigung von Chlorantimon, Auslaugen der Masse und Reduciren derselben nach dem Trocknen.

Schladming.

Schladming.[2]) Rösten der Raffinirspeise (S. 538) im Flammofen (Fig. 295—297) mit Sohle von 2 m im Qu. und Feuerung darunter während 24 St., nach der 20sten Stunde Zusatz eines Gemenges (10 Proc. des Gewichtes der Speise) von gleichen Theilen Soda und Salpeter, Auslaugen des Röstgutes in einem Troge mit Rührer, Anmengen des Waschrückstandes oder der todtgerösteten gemahlenen Speise mit 4 Proc. Syrup (S. 546), Formen der Masse zu einem Kuchen von 1.7 kg Gewicht, 15 cm Breite, 25 cm Länge und 8 mm Dicke, Trocknen, Zerschneiden in 250 Würfel, Trocknen an der Sonne oder im Backofen, Erhitzen von 5 Kuchen (8.5 kg) in feuerfesten Thontiegeln, und zwar im achtstrahligen Speiseröstofen 40 Tiegel 38—44 St. mit 170 hl Holz, dann Herausnehmen der Würfel und Fertigreduciren von 250 kg Nickel nochmals 6 St. mit 14 hl Holzkohlen. Neuerdings Erhitzen grosser Tiegel mit 12—13 kg Oxyd und 1.3 kg Kohlenklein in

Fig. 295.



Fig. 296.

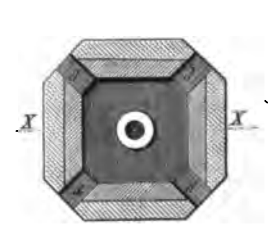


Fig. 297.



a Feuerung. *b* Ofensohle mit Oeffnung *c* im Centrum. *d* Arbeitsthüren. *e* Esse.

einem runden Flammofen (Fig. 298, 299). *a* Eintrageöffnungen, *b* Feuerungsraum unter der Sohle mit Abführung von Gas durch die Oeffnung *f* in die Mitte des Reductionsraumes *A*. *d* 6 Füchse zur Abführung der Verbrennungsproducte über das Ofengewölbe in *B* und von da in den Schornstein *e*. Erhitzen von 40 Tiegeln 48 St. mit 120 hl Holz. — Dobsina.[3]): Erhitzen von Tiegeln in runden Oefen mit 6 Formen 3 St. mit 25 hl Holzkohlen und 25 kg Production.

Dobsina.

Nickelkupfer.

2) Darstellung von Nickelkupfer. Das Kupfer befindet sich entweder schon in den Erzen oder wird in metallischem Zustande

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 213. 2) Ebend. 1878, S. 228, 244. 3) Ebend. 1878, S. 244.

oder als Oxyd beigefügt, um letzteren Falles gleich eine technisch nutzbare Legirung zu geben.

a) Kupferhaltiges Rohmaterial und zwar

α) Leche. Leche.

Fig. 298.



Fig. 299.



Dillenburg.[1]) Pochen, Mahlen und Sieben des verblasenen Nickelsteines (S. 542), Rösten in Posten von 200 kg in einem Flammofen von 4.2 qm Herdfläche während 14 St., Glühen des Röstgutes während 6—7 St. mit 45 Proc. Soda, Auslaugen, Schmelzen der eingetrockneten Oxyde (75 bis 100 kg) in einem mit Holzkohlen gefüllten 0.6 m hohen, 0.4 m tiefen und 0.45 m weiten Tiegelöfchen bei 45° stechender Form (50° bei hohem Nickelgehalte, 35° bei hohem Kupfergehalte), Abstechen der Legirung nebst Schlacke bei abgehängtem Gebläse in einen Stechherd, Abheben der Schlacke und Reissen der Legirung in Scheiben. 100 kg Nickelstein geben durchschnittlich 72.5 kg Legirung, von welcher 100 kg bei etwa 1.35 Proc. Nickel- und 8.22 Kupferverlust 1.05 cbm Kohlen erfordern. Beispiele. Dillenburg.

Analysen:

	a.	b.	c.	d.
Nickel	32.59	39.90	37.5	45.06
Kupfer	52.00	59.50	48.5	53.44
Eisen	0.42	0.64	—	—
Schwefel	17.71	—	13.3	—
Arsen, Antimon	0.11	—	Spr.	—

a. Stein. b. Legirung daraus. c. Stein. d. Legirung daraus.

Klefva.[2]) Nach dem Dillenburger Verfahren aus Nickelstein c (S. 543) dargestelltes granulirtes Nickel (a), Würfelnickel (b) und Nickelschwamm (c) enthielten: Klefva.

	a.	b.	c.
Nickel	72.52	62.82—65.34	65.86
Kupfer	24.46	32.73—33.88	32.33
Eisen	0.84	—	1.00
Schwefel	0.75	—	Spr.

Ringeriges Nickelwerk.[3]) Aufstreuen von Zucker auf feuchten feinzerkleinten, todtgerösteten kupferhaltigen Raffinationsstein (S. 544), Durchkneten der Masse in kleinen Maschinen, Herstellung von Würfeln, Beschicken derselben mit gröblich gepulverter Holzkohle, Erhitzen in Tiegeln 5 St. bis zur Weissgluth, Entleeren der Tiegel in einen eisernen Kasten und Poliren der Würfel in einer Trommel mit Wasser oder durch Schütteln in einem leinenen Sack; behufs Darstellung von Pulvernickel: abwechselndes Schichten der noch feuchten Oxyde mit gepulverter Holzkohle, festes Einstampfen der ersteren in den Tiegel, Glühen wie vorhin, Herausnehmen der zusammenhängenden Masse, Zerkleinern in Pochwerken oder zwischen Walzen. Ringerige.

Sagmyra in Schweden.[4]) Rösten des granulirten Steines (S. 543) in einem Gas-Flammofen mit quadratischer Sohle bei abgestumpften Ecken, Ableiten der Gase nach unten in Condensationskammern und Reduciren des kupferhaltigen Nickeloxydes. Sagmyra.

Scopello.[5]) Mengen von 4 kg aus Nickelstein (S. 543) dargestellten Nickeloxydes mit 50 g Syrup in wenig Wasser, Eindrücken in eine Weissblechform, Ein- Scopello.

1) B. u. h. Ztg. 1866, S. 236. 2) Ebend. 1868, S. 442. 3) Ebend. 1879, S. 105. 4) Ebend. 1878, S. 214 (Röstofen auf Taf. 4). 5) Ebend. 1878, S. 244.

ebenen, Erhitzen des Kuchens in einem Backofen auf 170°, Zerschneiden in Würfel von 13 mm Seite, Erhitzen derselben 4—5 St. in den Formen, bis sie nicht mehr rauchen, Schichten von etwa 1500 Würfeln mit Kohlenstaub in 0.25 m hohen und 0.15 m weiten Tiegeln, Erhitzen derselben etwa 3 St. mit 30 hl Kohlen, Erfolg von 5 g schweren Würfeln von 9 mm Seite mit bis 13 Proc. Co.

Victoriahütte. Victoriahütte in Schlesien.[1]) Anmengen des Kupfernickeloxydes aus Stein (S. 557) mit Weizenmehlbrei, Ausbreiten der Masse auf einem Kupferbleche, Abdunsten, Zerschneiden in Würfel, Trocknen derselben und Reduciren mit Kohlenpulver in Graphittiegeln in einem Windofen, in welchem die Tiegel zwischen Cokesfeuer in 2 Reihen stehen. Erfolg von 5 kg Nickel aus jedem Tiegel mit 6—7 kg Cokes.

Speisen. β) Speisen[2]), nach Art der Plattner'schen Nickelprobe bearbeitet.

Kleinschmidt's Methode. Verschlacken des Eisens durch Quarzzuschläge im Flammofen bis zum Erscheinen einer blauen mit dem Streichholze abzuziehenden Schlacke, Fortsetzung des Processes zur Erzielung von blauem Kobaltsilicate (durch Schmelzen mit Soda und etwas Chilisalpeter und Auslaugen auf Kobaltoxyd zu verarbeiten), bis dasselbe von verschlacktem Nickel einen Stich ins Violette erhält und Arsennickel mit oder ohne Arsenkupfer zurückbleibt; Todtrösten des ersteren bei Abwesenheit von Kupfer mit Kohlenzusatz im Flammofen, Glühen des gemahlenen Röstgutes mit 10 Proc. wasserfreier Soda, 5 Proc. Chilisalpeter und 10 Proc. Kochsalz während 4—6 St., Auslaugen, Trocknen und Reduciren der Masse; Belassung eines Kupfergehaltes beim Nickel, wenn derselbe nicht über 10 Proc. von demselben beträgt, sonst Schmelzen des kupferreichen Arsennickels mit schwefelhaltigen Substanzen zur Bildung von Kupferstein (S. 539). Bis 3 Proc. Antimon werden bei diesem Verfahren entfernt; bei einem grösseren Gehalte daran muss die antimonhaltige Speise mit so viel arsenhaltiger vermengt werden, bis obiger Maximalgehalt von 3 Proc. erreicht ist, oder es ist der nasse Weg zur Scheidung anzuwenden.

Legirungen. b) Kupferfreies Rohmaterial bei Kupferzusatz.[3]) Man stellt besonders eine Legirung aus gleichen Theilen Kupfer und Nickel her, welche sich leicht umschmelzen und zur Herstellung von Neusilber (Maillechort) benutzen lässt; letzteres mit 15 Proc. Ni ist sehr dehnbar, homogen und weiss. Derartige Legirungen haben die üble Eigenschaft, Gase zu absorbiren und poröse Güsse zu geben, und zwar um so mehr, je nickelreicher und je höher die Temperatur.

Legirungen aus Garnierit.[4]) Schmelzen desselben mit Flussspath und Anthracit im Flammofen unter Zusatz von dem 1—2fachen granulirten Kupfer oder Kupferoxyde, Abzapfen der Legirung in Sandbetten, oxydirendes Schmelzen derselben im Flammofen mit Kupferoxyd und Quarz zur Verschlackung des Eisens, Austreiben von Schwefel durch Polen, Abstechen des Productes in Wasser.

Sonstige Methoden.[5]) Schmelzen von Nickel und Kupfer unter einer Decke von Glaspulver, ohne welche keine Schmelzung eintritt. — Reduction eines Gemenges von aus Lechen hergestelltem Nickel- und Kupferoxyde in Tiegeln im Windofen. — Silverine, eine silberähnliche Legirung, erfolgt durch Zusammenschmelzen von Nickel, Kobaltoxyd, Eisen und 1/4 des Kupfers mit Kohlenpulver und Versetzen des Regulus mit Messing.

Modificationen. **212. Nasser Weg.** Derselbe kann in verschiedenen Modificationen[6]) angewandt werden, welche im Wesentlichen nachstehende Operationen erfordern:

Operationen. Rösten. a) Todtrösten von arsenhaltigen Erzen, Steinen oder Speisen und Entfernung der letzten Antheile Arsen durch Glühen mit Soda und Salpeter und Auslaugen (S. 548). Speisen röstet man immer, Steine werden zuweilen roh mit Säure behandelt, wobei sich Fe, Co und Ni

1) B. u. h. Ztg. 1877, S. 300; 1878, S. 245. 2) Muspratt's techn. Chem. 5, 503. 3) Muspratt's Chem. 4, 242; 5, 527. 4) B. u. h. Ztg. 1877, S. 59, 259; 1878, S. 246. 5) Ebend. 1878, S. 244. 6) Ebend. 1878, S. 228. Muspratt's Chemie 5, 507.

lösen, Cu S aber ungelöst zurückbleibt (Scopellohütte); jedoch enthält der Rückstand immer Kobalt und Nickel.

Lösen. b) Auflösen der gerösteten Speisen oder Erze in Salzsäure oder verdünnter Schwefelsäure oder besser Glühen des mit Schwefelsäure angerührten Röstgutes, sowie ungerösteter Nickelsteine in einem Flammofen bis zur Entfernung der überschüssigen Säure, Auslaugen der Masse in einer erhitzten Bleipfanne oder in Holzgefässen unter Zuführung von Dampf in das Wasser, wobei sich hauptsächlich Kupfer-, Nickel- und Kobaltvitriol lösen und ein eisenreicher Rückstand bleibt, welcher wiederholt mit Schwefelsäure geglüht und ausgelaugt wird, bis sich derselbe vor dem Löthrohre kobaltfrei[1]) erweist. — Durch Behandlung von zur Entfernung eines Arsengehaltes bei Luftabschluss geglühten Schwefelmetallen mit verdünnter Schwefelsäure lässt sich Schwefeleisen ausziehen, während Schwefelnickel und Schwefelkobalt zurückbleiben.

Löslichkeit von arsenfreiem Röstgute. Beim Behandeln von gerösteten kupfer- und nickelhaltigen Lechen mit verdünnter Salzsäure löst sich am leichtesten Kupferoxyd, weniger (im Verhältnisse von 7 : 3) Nickel- und Kobaltoxydul und am wenigsten Eisenoxyd, so dass eine kupferreiche und nickelarme Lösung, sowie ein nickelreicher, kupferarmer Rückstand erfolgen, welche erstere in Dillenburg auf eine kupferreiche Nickellegirung, letzterer auf metallisches Nickel verarbeitet wird. Unzersetztes Schwefelnickel und Schwefelkobalt im Röstgute werden von verdünnter Salzsäure nicht, Schwefeleisen leicht zersetzt. — Beim Behandeln eines arsenhaltigen Röstgutes mit verdünnten Säuren oder Glühen mit Schwefelsäure und Auslaugen bleibt ein Rückstand von arsensaurem Eisen- und Kupferoxyde und basischem Eisensalze, während Kobalt und Nickel mit einer grösseren Menge Kupfer und wenig Eisen in Lösung gehen. Von den Vitriolen zerlegen sich in Glühhitze der Reihe nach am leichtesten das Sulfat von Eisen, dann folgen Kupfer-, Nickel-, Kobalt- und Zinkvitriol. Bei einem geringen Eisengehalte bleiben mehr Kobalt- und Nickeloxyd, an Arsensäure gebunden, beim Behandeln des Röstgutes mit verdünnter Säure im Rückstande. — Beim Schmelzen der Oxyde von Kobalt, Nickel und Kupfer mit saurem schwefelsaurem Kali entstehen Sulfate, von denen sich bei steigender Temperatur die beiden letzteren in Oxyde zerlegen, so dass beim Auslaugen eine Lösung von schwefelsaurem Kobaltoxyd-Kali entsteht, welche beim Behandeln mit kohlensaurem Kali einen nach dem Auswaschen und Trocknen verkäuflichen Niederschlag giebt.[2]) Unterwirft man ein Gemisch von Nickel-, Kupfer- und Eisenvitriol einer fractionirten Krystallisation[3]), so scheiden sich nach Herter der Reihe nach die S. 545 angegebenen Vitriole ab. Nach v. Hauer krystallisirt bei einem Ueberschusse von Kupfervitriol dieser so lange aus, bis sich eine Verbindung von $CuSO_4 + (Co, Ni) SO_4 + 21 H_2O$ abscheidet; bei einem Ueberschusse eines der leichter löslichen Kobalt- und Nickelsulfate bleibt der Ueberschuss in der Mutterlauge und die obige Verbindung setzt sich unmittelbar ab. Aus einem Gemische von Kobalt- und Zinkvitriol krystallisirt der erstere zuerst aus, indem sich derselbe in 24 Thln. kalten Wassers löst, Zinkvitriol in 2.3 Thln.

Löslichkeit von arsenhaltigem Röstgute. Fractionirte Krystallisation v. Vitriolen.

Fällung als Schwefelmetalle. c) Fällung von Blei, Wismuth, Kupfer u. s. w. Diese kann aus saurer Lösung durch Schwefelwasserstoff oder mittelst Schwefelbariums, des Wismuths auch durch Wasser aus salzsaurer Lösung geschehen, was aber selten vorkommt. Kupfer scheidet man gewöhnlich später ab.

Eisenfällung. d) Fällung des Eisens. Vorsichtiger Zusatz von Chlorkalk zur kalten Lösung, um vorhandenes Eisenoxydul in Oxyd zu verwandeln (sonstige Oxydationsmittel sind Chlorgas, Salpeter und Kochsalz; setzt man zu viel Chlorkalk zu, so wird leicht Kobaltsesquioxydhydrat mit niedergeschlagen), dann Hinzufügen von feingepulvertem

1) B. u. h. Ztg. 1860, S. 277; 1861, S. 394. 2) Ebend. 1878, S. 214. 3) Ebend. 1861, S. 394; 1866, S. 156.

Kalksteine[1]), welcher in der Kälte Eisenoxyd nebst etwa vorhandener Arsensäure und bei Anwendung einer schwefelsauren nicht zu verdünnten Lösung Gyps abscheidet, bei Temperaturen über 40° C. auch, was aber nicht stattfinden soll, Kupfer mit etwas Nickel und Kobalt. — Anwendung von Soda statt Kalkes bei schwefelsauren Lösungen, um Gypsniederschläge zu vermeiden, welche in kleinen Portionen vorsichtig zu einer siedenden sauren Lösung gegossen zunächst, noch ehe die Lösung neutral wird, durch fractionirte Fällung Eisenoxyd und arsensaures Eisenoxyd, später neben Eisenoxyd auch Kupferoxyd niederschlägt, durch Blutlaugensalz zu controliren.

Dixon fällt Eisenoxyd und Kobaltoxyd nach einander durch Nickeloxyd. — Zur Umgehung der Eisenfällung schlägt man Nickel und Kobalt mittelst Elektricität auf Eisenblechen nieder (Editha-Blaufarbenwerk). — Bei der grossen Verwandtschaft des Nickeloxyduls zu Kieselsäure geht leicht kieselsaures Nickeloxydul in die Nickelniederschläge und kann dadurch auch, wenn die Kieselsäure enthaltenden Lösungen neutralisirt werden, ein merklicher Nickelgehalt in den Eisenniederschlag geführt werden. Man sucht deshalb die Ueberführung von Kieselsäure in die nickelhaltigen Lösungen dadurch zu vermeiden, dass man von vornherein zu der neutralen Lösung etwas von einem neutralen Nickelsalze hinzusetzt.

Kupferfällung.

e) Fällung von Kupfer.[2]) Präcipitation desselben durch kohlensauren Kalk bei 70° C. oder durch vorsichtigen Zusatz von Kalkwasser oder Soda zur heissen Lösung, bis der Niederschlag nickelhaltig wird und Blutlaugensalz kein Kupfer mehr in der Flüssigkeit anzeigt.

Sollen Legirungen von Kupfer und Nickel erzeugt werden, so fügt man die letzteren Reagentien im Ueberschusse hinzu.

Kobaltfällung.

f) Fällung von Kobalt. Vorsichtiger Zusatz von Chlorkalklösung zur völlig neutralen, nicht zu verdünnten, erhitzten Lösung, wobei schwarzes Kobaltsesquioxyd ausfällt, welches bei zu viel Chlorkalk nickelhaltig wird, was der Verwendung des Kobaltoxydes mehr schadet, als wenn etwas Kobalt beim Nickel bleibt. Soll auf Kobalt überall keine Rücksicht genommen werden, so schreitet man gleich nach Ausfällung des Kupfers zu Operation g.

Aus einem Gemische von Mangan-, Kobalt- und Nickellösung lassen sich der Reihe nach durch Chlorkalk manganhaltiges Kobaltsesquioxyd, reines Kobaltsesquioxyd und nickelhaltiges Kobaltsesquioxyd niederschlagen.

Nickelfällung.

g) Fällung von Nickel. Zusatz von Kalkwasser oder Kalkmilch oder Soda, Filtriren des Nickeloxydhydrates auf leinene Spitzbeutel, Pressen unter der hydraulischen Presse und Trocknen, Glühen der Masse mit Soda, welche sich mit vorhandenem Gyps in Natronsulfat und kohlensauren Kalk umsetzt, Ausziehen des letzteren durch verdünnte Salzsäure (oder, wenn Salzsäure als Lösungsmittel angewandt war, Glühen des getrockneten Oxydhydrates zur Entfernung des Wassers, Feinmahlen der Masse zwischen Steinen, Ausziehen eines Kalküberschusses durch salzsäurehaltiges Wasser, $^1/_4$ stündiges Kochen der etwas schwefelsauren Kalk enthaltenden Oxyde mit einer Lösung von überschüssigem kohlensaurem Natron bis zur Zersetzung des Gypses, Aus-

---

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 399; 1860, S. 278. 2) Erdm. J. 92, 238. Polyt. Centr. 1863, S. 828. Behandlung der Kupferrückstände von der Nickelgewinnung: Genie 26, 234.

ziehen des gebildeten kohlensauren Kalkes durch salzsäurehaltiges Wasser), Auswaschen (auch wohl blosses Waschen des gewöhnlichen Nickeloxyduls mit heissem Wasser zum Ausziehen von schwefelsaurem Natron oder mit salzsäurehaltigem Wasser zur Extraction von Gyps), Formen mit Klebmitteln oder durch Pressen zu Würfeln (S. 546) und starkes Glühen.

Nach Thompson[1]) scheidet schwefelsaures Ammoniak aus einer erhitzten Lösung bei deren Erkalten Kobalt und Nickel, als im Ammoniaksalze unlöslich, als grünes Pulver ab. War Kupfer beim Nickel, so wird ersteres durch Kalkmilch neben Nickeloxydulhydrat als Kupferoxychlorür gefällt, welches bei den angegebenen Operationen seinen Chlorgehalt nicht vollständig verliert und beim Verwalzen von aus dem Nickelkupfer gefertigten Neusilber rissige Bleche giebt, z. B. bei 0.18—0.13 Proc. Chlorgehalt des kupferhaltigen Nickels.[2]) Andre[3]) scheidet Nickel aus kupferhaltigen Steinen, Speisen und Legirungen auf elektrolytischem Wege, indem er dieselben, zu Platten gegossen, mit dem positiven Pole verbunden als Anode in verdünnte Schwefelsäure hängt, an als Kathoden dienenden Kupfer- oder Kohlenplatten das Kupfer aus saurer Lösung niederschlägt, die Lösung dann unter Zusatz von etwas Ammoniak und Einleiten von Luft in Bleipfannen eindampft, abgeschiedenes Eisen abfiltrirt und nunmehr das Nickel aus dem Filtrate galvanisch fällt.

h) Reduction des Nickeloxydes. Das gereinigte, entweder nur zusammengepresste oder durch Klebmittel vereinigte, meist zu Würfeln geformte Nickeloxyd wird zwischen Kohlenklein reducirt, und zwar: Nickeloxyd-Reduction.

α) In Oefen mit discontinuirlichem Betriebe[4]), indem man mit Kohlenpulver und Würfeln (S. 546) versehene Tiegel auf der Sohle eines Flammofens allmählich etwa 3 St. zur Weissgluth erhitzt, wobei die reducirten Nickeltheilchen zusammenfritten.

Bleiben die Würfel nach der Reduction noch längere Zeit mit Kohle in Berührung, so nehmen sie Kohlenstoff (S. 546) auf, werden mit steigendem Gehalte daran compacter, schmelzen bei hohem Kohlenstoffgehalte unter Annahme eines strahlig-krystallinischen Gefüges und geben ohne Risse nicht zu walzende oder zu ziehende Legirungen.

β) In Oefen mit continuirlichem Betriebe bei bedeutender Ersparung an Arbeitslöhnen und Brennmaterial und bei bequemerer Arbeit.

Künzel's Röhrenöfen.[5]) Dieselben, den französischen Antimonöfen (S. 522) ähnlich, bestehen aus einem Flammofen mit Feuerungs- und Reductionsraum von 1 m Höhe zwischen den beiden Wölbungen; darin befinden sich 6 oben und unten offene, stehende Röhren aus feuerfestem Thone von 20 cm Weite, welche durch 6 Oeffnungen in der oberen Wölbung und durch 6 entsprechende in der unteren Wölbung derart eingesetzt werden, dass sie unterhalb der letzteren auf etwa 1.5 m langen Röhren von Eisenblech ruhen und diese wieder an ihrem unteren Ende mit $^3/_4$ ihrer Peripherie auf einer Eisenplatte. Die mit gröblich zerstossener Kohle gefüllten Röhren werden oben mit einem Gemenge von Nickeloxydwürfeln und Kohle versehen, dann der Ofen angefeuert und von Zeit zu Zeit durch einen Ausschnitt unten in den Blechröhren oberhalb der Eisenplatte Masse herausgezogen, wobei die Würfel allmählich die Thonröhren durchlaufen, sich reduciren, theilweise sich kohlen und in der Blechröhre sich abkühlen. Man zieht alle $^3/_4$—1 St. eine Schaufel von Masse aus und producirt in 24 St. mit 6 Röhren zu Val Benoit bei Lüttich 500—600 kg Nickel bei einem Verbrauche von 900—1000 kg Kohlen und einem Arbeiter. Die abgehenden Feuergase heizen noch zwei hinter dem Reductionsraume liegende Muffeln zum Calciniren des Nickeloxydulhydrates.

i) Trennung von Kobalt und Nickel.[6]) Soda, zur siedenden Kobalt- und Nickel-Trennung.

1) Dingl. 148, 170, 206. 2) B. u. h. Ztg. 1874, S. 6. 3) Dingl. 233, 381; 236, 415. 4) B. u. h. Ztg. 1878, S. 244, Taf. 4, Fig. 10 u. 11 (Schladming); 1879, S. 165 (Ringeriges Nickelwerk). 5) Künzel, Bronzelegirungen. 6) Muspratt's Chem. 3, 1936; 5, 510.

Lösung gesetzt, fällt Nickeloxydul mit wenig Kobaltoxydul, während Kobalt und ein wenig Nickel in Lösung bleibt. Chlorkalklösung wirkt umgekehrt (S. 552).

Sonstige Trennungsmittel: Salpetrigsaures Kali[1]), welches aus einer concentrirten, mit Kalilauge neutralisirten, dann mit Essigsäure schwach übersättigten Lösung gelbes salpetrigsaures Kobaltoxydkali fällt, worauf man den Niederschlag glüht und auslaugt, wobei Kobaltoxyd zurückbleibt. Aus dem Filtrate vom Kobaltniederschlage wird Nickel durch kohlensaures Natron gefällt. Kalk und andere alkalische Erden müssen abwesend sein, indem sonst Verbindungen von Calciumnickelnitrit $(K_2 Ca) Ni (N O_2)_6$ entstehen. — Nach Patera Zusatz von saurem schwefelsaurem Kali, welches ein schwerlösliches Nickeldoppelsalz ausscheidet, dem sich Kobaltsalz beimischt, sobald die grünen Krystalle einen röthlichen Stich erhalten; in letzterem Falle bleibt eine reine Kobaltlösung zurück, während ein geringer Kobaltgehalt dem Nickel nicht schadet. Das Nickelsalz giebt beim Glühen schwefelsaures Kali und Nickeloxydul. Ein besseres Resultat erfolgt bei Ersetzung des Kalisulfates durch Ammoniaksulfat unter Zusatz von etwas Schwefelsäure bei einem Materiale, welches im Vergleiche zum Nickel nicht zu wenig Kobalt enthält und wenn es nicht auf grosse Reinheit ankommt. Es scheidet sich dann beim Abdampfen schwerlösliches Nickelammoniumsulfat ab, während reines Kobaltdoppelsalz in Lösung bleibt. Ersteres liefert beim Erhitzen in Thonröhren wieder nutzbares schwefelsaures Ammoniak und aus letzterem fällt man durch Schwefelammonium Schwefelkobalt, welches nach dem Rösten und Glühen mit Soda und etwas Salpeter Kobaltoxyd giebt.

Beispiele.

Beispiele für die Nickelgewinnung auf nassem Wege.

Louyet's Verfahren.

Louyet's Verfahren.[2]) Auflösen gerösteter ungarischer Erze in Salzsäure, Abscheidung von basischem Chlorwismuth durch Wasser, Oxydation des Eisenoxyduls und der arsenigen Säure durch Chlorkalk, Zusatz von Kalkmilch zur sauren Flüssigkeit, so lange ein Niederschlag von Eisenoxydhydrat und arsensaurem Eisenoxyd, nicht aber von Kupfer erscheint, Fällen des letzteren aus der angesäuerten Lösung durch Schwefelwasserstoff oder Schwefelbarium, Kochen des Filtrates vom Schwefelkupfer mit Chlorkalk zur Fällung von Kobaltsesquioxyd und des Nickels aus dem Filtrate von letzterem durch Kalkmilch.

Patera's Methoden.

Patera's Methoden.[3]) Rösten von Joachimsthaler Silbererzen mit 5 bis 10 Proc. Nickel und Kobalt mit Wasserdampf in Posten von 25 kg während 6 St., wobei sich metallisches Silber und arsensaure Salze von Kobalt und Nickel erzeugen; Ausziehen der letzteren in Holzgefässen bei 40° C. mittelst verdünnter Schwefelsäure, Lösen des Rückstandes in heisser Salpetersäure, Fällen des Silbers aus der salpetersauren Lösung durch Kochsalz, Abfiltriren des Chlorsilbers, Vereinigen des salpetersauren kobalt- und nickelhaltigen Filtrates mit der schwefelsauren Lösung, Zusatz von Eisenchloridlösung, Fällung von arsensaurem Eisenoxyde durch gepulverten Kalkstein, Präcipitation aus dem eingedampften neutralen Filtrate durch Chlorkalklösung von Kobaltsesquioxyd, dann von Nickel durch Kalkwasser. — Oder: Glühen von gerösteter und durch Erhitzen mit Soda und Salpeter von Arsen befreiter Speise wiederholt mit Schwefelsäure bei darauf folgendem Auslaugen, bis der eisenreiche Rückstand sich vor dem Löthrohre kobaltfrei erweist; Ausfällen von Kupfer durch Schwefelwasserstoff aus der angesäuerten Lösung, dann von Nickel durch saures schwefelsaures Kali.

Dillenburger Methoden.

Dillenburg.[4]) Nach einer älteren Methode: Erhitzen des mit Schwefelsäure angerührten Nickelsteines (S. 542) in Quantitäten von 150—200 kg während 6 St., bis keine schweflige Säure mehr entweicht, Auslaugen, Versetzen der siedenden Lauge mit so viel feingemahlenem Kalksteine, dass alles Eisenoxyd nebst etwas Kupferoxyd sich niederschlägt, Filtriren, abermaliger Zusatz von Kalkstein zur siedenden Lösung behufs Fällung von Kupfer nebst einer geringen Menge Nickel, dann Niederschlagen des Nickels durch Kalkwasser, Glühen desselben mit Soda und Auslaugen mit Wasser und verdünnter Salzsäure zur Entfernung des Gypses. — Neueres Verfahren[5]): Extrahiren des gerösteten raffinirten Nickelsteines (S. 542) mit verdünnter Salzsäure, wobei sich das meiste Kupfer nebst weniger Nickel (im Ver-

1) Pogg. Ann. 74, 115; 110, 411. Ann. d. Chem. u. Pharm. 96, 218. 2) B. u. h. Ztg. 1849, S. 800. 3) Kerl, Met. 4, 482. 4) B. u. h. Ztg. 1866, S. 234. 5) Ebend. 1860, S. 277.

hältnisse von 7 : 3) löst und Eisen nebst wenig Kupfer und viel Nickel im Rückstande bleiben; Fällen von Kupferoxyd- und Nickeloxydulhydrat aus der salzsauren Lösung durch Kalkmilch, Auswaschen des gepressten und getrockneten Niederschlages nach dem Feinmahlen mit Wasser mittelst salzsäurehaltigen Wassers zur Entfernung von Gyps, Formen des Rückstandes zu Würfeln, Glühen während $1^1/_2$ St. zwischen Kohlenstaub bei Weissgluth, Einschmelzen der erfolgenden Legirung von Nickelkupfer im kleinen Gaarherde und Reissen in Scheiben bei folgender Zusammensetzung derselben: 67—68 Cu, 30—32 Ni, 0.7—1.4 Fe, 0.3 S; oder mit 37 Proc. Ni bei directem Verblasen des Nickel-Kupferoxydes im kleinen Gaarherde. Erzeugung von metallischem Nickel aus obigem kupferarmen und nickelreichen Rückstande von der Salzsäureextraction; Lösen desselben in concentrirter Schwefelsäure, Fällen aus der neutralisirten, auf 55° C. erwärmten Lösung durch kohlensauren Kalk alles Eisens nebst etwas Kupfer, bis Blutlaugensalz kein Eisen mehr anzeigt; Abfiltriren, Fällen des Kupfers bei 70° C. durch Kalkstein, bis mittelst Blutlaugensalzes kein Kupfer sich in der Lösung mehr nachweisen lässt, dann Fällen des Nickels durch Kalkwasser, Extrahiren des Gypses durch salzsäurehaltiges Wasser u. s. w., wobei Producte erfolgen mit 96—98 Ni, 0.2—2.2 Cu, 0.5—1 Fe. Nach dem neuesten Verfahren verarbeitet man den raffinirten Stein auf trockenem Wege auf Nickelkupferlegirung (S. 549). Die Nickelgewinnung hat aufgehört.

Klefvaer Nickelstein. Klefva.[1]) Extraction der gerösteten Nickelsteine (S. 543) mit verdünnter Schwefelsäure und Abscheidung von Eisen, Kupfer und Nickel mit Soda durch fractionirte Fällung.

Mansfelder Gaarkrätze. Mansfeld.[2]) Nach Herter: Sieben der gepochten Gaarkrätzen (S. 545), Erhitzen des Siebfeinen mit Schwefelsäure im Flammofen, Auslaugen des Kupfer-, Nickel-, Kobalt- und Zinkvitriols mit heissem Wasser, Eindampfen zur Trockene, Calciniren und Auslaugen der Masse, wobei Zink- und Kobaltvitriol in Lösung gehen, Nickeloxyd aber zurückbleibt, welches zur Entfernung von Schwefel mit Soda geglüht, ausgewaschen, getrocknet und zu Würfelnickel geformt wird, während man durch fractionirte Krystallisation aus der Kobalt-Zinkvitriollauge den grössten Theil des Kobaltvitriols auskrystalliren lässt (S. 551), die noch kobalthaltige Zinklauge aber mit Soda fällt und den ausgewaschenen und getrockneten Niederschlag durch Glühen in Rinmansches Grün verwandelt.

Brixlegg. Brixlegg.[3]) Kernröstung des aus Eisen- und Kupferkiesen, Fahlerzen, Arsen- und Schwefelverbindungen des Kobalts und Nickels bestehenden Erzes, wobei Kobalt und Nickel in die Rinden, Silber und Kupfer zumeist in den Kern gehen; Auslaugen, Oxydation des Eisens in der erwärmten Flüssigkeit durch wenig Chlorkalklösung, Fällung des Eisens durch kohlensauren Kalk, der Schwefelsäure durch Chlorbarium, dann des Kobaltes durch Chlorkalk in solcher Menge, dass die Flüssigkeit noch etwas röthlich bleibt und nickelfreies Kobaltsesquioxyd erfolgt, dann völliges Fällen des Kobaltes nebst etwas Nickel, zuletzt des reinen Nickels durch Kalkmilch; Auflösen des nickelhaltigen Kalkniederschlages in Schwefelsäure, Abdampfen, Glühen und Ausziehen des reinen schwefelsauren Kobaltoxydes.

Verarbeitung von Rewdanskit. Hermann's Verfahren.[4]) Erhitzen von 1 Thl. Rewdanskit (S. 535) mit 1 Thl. Schwefelsäure, mit gleichen Theilen Wasser vermischt, in Steingutgefässen bis zum anfangenden Verdampfen der Schwefelsäure, Auslaugen der Masse, Zusatz von Kochsalz und Salpeter zur heissen Lösung behufs Oxydation des Eisenoxyduls, Fällen des Eisenoxydes durch Kreide, des Nickels durch Schwefelnatrium, Rösten des Schwefelnickels und Reduction des Nickeloxydes.

Verfahren für Garnierit. Verfahren für Garnierit. Dixon[5]) verschmilzt denselben auf Speise (S. 537), röstet dieselbe todt, zieht mit Salzsäure neben wenig Eisen hauptsächlich Nickel- und Kobaltoxyd aus, leitet in die Lösung Chlorgas, fällt das gebildete Eisenoxyd durch überschüssig, aber vorsichtig zugesetztes Nickeloxyd, filtrirt, schlägt unter Einleiten von Chlor durch Nickeloxyd Kobaltsesquioxyd nieder, filtrirt, dampft die Chlornickellösung zur Trockene und glüht im Dampfstrome oder Wasserstoffstrome, wobei resp. Nickeloxyd oder metallisches Nickel entsteht. Beim Kochen des Kobaltsesquioxydes mit verdünnter Salzsäure wird ein darin vorhandener Nickelgehalt ausgezogen. — Erze mit 8—15 Proc. Ni nach Christofle[6]): Waschen mit verdünnter Salzsäure, Lösen in concentrirter Salzsäure, Fällen des Eisens durch Aetzkalk oder Kreide, dann

1) B. u. h. Ztg. 1858, S. 377; 1859, S. 297. 2) Berggeist 1865, Nr. 30. 3) B. u. h. Ztg. 1868, S. 223. 4) Erdm. J. 102, 406. B. u. h. Ztg. 1876, S. 308. 5) Ebend. 1879, S. 395. 6) Ebend. 1878, S. 259; 1879, S. 138. Wagn. Jahresber. 1878, S. 233.

des Nickels durch Kalkmilch, am besten aus Lösungen mit 15 g Ni im l, Filtriren, Pressen und Trocknen des Niederschlages, Glühen, Waschen mit etwas angesäuertem Wasser, dann mit heissem Wasser, nochmals Glühen, Mengen mit Kohlenpulver, Reduciren in mit Kohle ausgefütterten Tiegeln, Schmelzen des Nickelschwammes mit Cu zu Legirungen von 50 Ni und 50 Cu unter Zusatz von Kupferoxyd zur Beseitigung des Kohlenstoffes aus dem Nickel. — Oder für reichere Erze mit über 15 Proc. Ni: Zerkleinern, Behandeln mit angesäuertem Wasser, Reduciren mit Soda und Holzkohle im Graphittiegel, Umschmelzen des Nickelschwammes mit etwas Natronsalpeter zur Entfernung von Kohlenstoff. — Die ärmsten Erze mit bis 8 Proc. Ni werden auf Stein verschmolzen (S. 544), oder: Lösen in Salzsäure, Fällen des oxydirten Eisens durch Chlorkalk, Kochen der Nickellösung mit 50—60 g Oxalsäure auf 1 l, Waschen, Trocknen und Glühen des Nickeloxalates. Oder: Lösen in Salzsäure, Fällen von Eisenoxyd und Thonerde mit Kreidepulver, Abscheidung des Nickels mit Chlorkalk und Kalkwasser. — Oder: Lösung und Fällen von Eisenoxyd und Thonerde wie vorhin, Zusatz von Kalkwasser zur Fällung von allem Ni O und Mg O, Waschen und Bringen des Niederschlages in Würfelform, Calciniren bei sehr hoher Temperatur, wobei die Magnesia den Schwefel aufnimmt und Metallkörner entstehen, die gepocht, gesiebt, gewaschen, getrocknet und durch Umschmelzen mit Metalloxyden entkohlt werden. — Nach Rousseau[1]): Lösen in Salzsäure, Decantiren in Holzbassins mit Bleifutter, Oxydation des Eisens durch Chlorkalk, Fällen desselben mit Kalk- oder Barytcarbonat, Fällen des Ni mit Magnesiamilch. Oder: Lösen wie vorher, aber ohne Chlorkalkzusatz, Kochen der Lösung mit Kalk- und Magnesiacarbonat zur Eisenfällung, Fällen des Ni mit Magnesiamilch. — Nach Kamienski[2]): Lösen in Salzsäure, Fällen des Eisens mit Chlor und Magnesiacarbonat, des Nickels durch kohlensaures Natron. — Nach Araud[3]): Anmachen des Erzes mit Salzsäure zum Brei, Erhitzen in einer Gasretorte, Sublimation und Condensation der Chloride, Auflösen derselben in Wasser, Fällen des Eisens mit kohlensaurem Kalk und des Nickels durch Kalkmilch. — Nach Sebillot[4]): Aufschliessen des Erzes mit Schwefelsäure und Ammoniaksulfat, Auskrystallisirenlassen von Nickelsulfat, Calciniren oder Lösen der Krystalle und Fällen des Nickels. Oder: Erhitzen mit Schwefelsäure im Flammofen zur trocknen Masse, Lösen in Wasser, Fällen des Eisens durch Chlorkalk und kohlensauren Kalk, Magnesia mit Natronphosphat und Krystallisirenlassen des Nickelsulfates. — Nach Johnson[5]): Schlämmen, Ausziehen des Eisens durch Salzsäure, Schmelzen des Rückstandes mit Flussmitteln und Holzkohle, Fällen des Eisens aus der hergestellten Lösung durch Kreide, des Nickels durch Chlorkalk und Kalkwasser. — Nach Laroche[6]): Fällen des Nickels aus saurer Sulfatlösung durch Oxalsäure, Umwandlung des Nickeloxalates in Carbonat durch Kochen mit Sodalösung und Umwandlung des letzteren in metallisches Nickel.

Dobschau. Dobschau (Georgshütte)[7]): Pochen, Sieben und Todtrösten der Speise (S. 537) mit 37 Ni, 13 Co, 2 Cu, 9 Fe, 38 As im Flammofen unter Zusatz von Kohle, Auflösen in Schwefelsäure, Fällen des Eisens und eines Theiles Kupfer durch kohlensauren Kalk unter Kochen, dann des Kobaltes als Sesquioxyd und des Nickels als Oxydul; Anwendung mechanischer Pressen beim Filtriren aus Wollsäcken, Trocknen des Nickeloxydes, Calciniren, Waschen mit saurem Wasser und Trocknen; Trocknen des Kobaltoxydes in hölzernen Trockenkästen mit Schubladen und durchbrochenen Böden, Glühen in doppelsohligen Flammöfen, Auswaschen mit gesäuertem Wasser, Trocknen, Mahlen im Gusseisenmörser mit pendelndem Pistille. Aehnliches Verfahren in Oberschlema in Sachsen.

Scopellohütte. Scopellohütte.[8]) Behandlung von gepulvertem Steine (S. 543) mit 24 Ni, 6 Co, 12 Cu, 23 Fe und 35 S in geschlossenen Steingutgefässen unter Erwärmen durch Dampf mit Salzsäure, Anzünden des entweichenden Schwefelwasserstoffes, Decantiren der Lösung, Verschmelzen des Rückstandes auf Kupferstein, Abdampfen der salzsauren Lösung von Kobalt, Nickel und Eisen zur Trockne in einer Eisenpfanne mit überschlagender Flamme, Calciniren der trockenen Chloride unter stetem Umrühren im Flammofen, Auflösen, Fällen des Eisens mit gewissen Mengen Chlorkalk und Marmor unter Zuleitung von Wasserdampf, Klärenlassen, Fällen des Kobaltes durch Chlorkalk und Marmorstaub, des Nickels durch Kalkmilch, Auswaschen der Niederschläge, bis oxalsaures Ammoniak keine Trübung mehr bewirkt, Filtriren in wollenen

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 260. 2) Ebend. 1878, S. 260. 3) Ebend. 4) Ebend. 5) Ber. d. deutsch. chem. Chem. 1877, Nr. 16, S. 1911. 6) Wagn. Jahresber. 1879, S. 235. 7) B. u. h. Ztg. 1878, S. 229. 8) Ebend. 1878, S. 229.

Säcken, Calciniren der ausgewaschenen Niederschläge 12 St. lang im Flammofen, Auswaschen des Nickeloxydes mit saurem Wasser.

Val Benoit bei Lüttich.[1]) Auflösen gerösteter Speise mit 45 Proc. Nickel bei 80° in concentrirter Salzsäure, Fällung des Eisens durch Chlorkalk und kohlensauren Kalk, des Kupfers durch Schwefelcalcium und dann wie oben Kobalt und Nickel. **Val Benoit.**

Victoriahütte in Schlesien.[2]) Todtrösten unter Kohlezusatz von eisenfreiem kupferhaltigem Concentrationssteine von Sagmyra (S. 543), auf 2 mm Korn zerkleinert, 12 St. lang unter Umrühren durch 6 Arbeitsthüren im 6seitigen Flammofen mit Holzfeuerung unter der Sohle (S. 549), in deren Mitte die Flamme zum Röstgute aufsteigt; die Verbrennungsproducte entweichen in den Ofenecken; Ausziehen von Sulfaten und so viel Kupferoxyd aus dem Röstgute durch warme verdünnte Schwefelsäure, dass demnächst beim Reduciren des Rückstandes Würfelnickel mit 80 Proc. Ni erfolgt, Belassen von etwas Kupferoxyd im Ueberschusse, so dass etwa gelöstes Nickel beim Umrühren durch Kupferoxyd wieder gefällt wird; Sieden der Lösung auf Kupfervitriol; Reduciren des Rückstandes nach S. 550, nachdem derselbe ausgewaschen, getrocknet, noch einmal feingemahlen und 12 St. geröstet ist. **Victoriahütte.**

Editha-Blaufarbenwerk in Schlesien. Auflösen des oxydischen Erzes (Oxyde des Eisens, Mangans, Nickels und Kobaltes) in Thongefässen in concentrirter Salzsäure, mittelst Dampfes erwärmt, Fällen des Eisens mit Marmorpulver, des Nickeloxydes mit Soda, dann Nickel- und Kobaltoxyd und zuletzt Kobaltoxyd allein; Versuche zur Fällung des Nickels und Kobaltes mittelst einer 8pferdigen Siemens'schen elektrischen Maschine auf Eisenblechen zur Umgehung der Eisenfällung. **Editha-Werk.**

Schneeberg. Rösten des nahezu eisenfreien, Nickel und Kupfer enthaltenden Steines, Behandlung mit verdünnter Salzsäure zur Ausziehung von Kupferoxyd und Sulfaten, Zugutemachung des Rückstandes wie auf Victoriahütte (S. 550). **Schneeberg.**

Gap Mine in Pennsylvanien[3]). Schmelzen von 1 Thl. Erz mit 3 Thln. Potasche und 3 Thln. Schwefel, Auslaugen, Lösen des Rückstandes in Salpetersäure, Fällen von Blei, Kupfer und Wismuth durch Schwefelwasserstoff, Fällen des Nickels mit Soda, Auswaschen, Behandlung des Niederschlages mit Oxalsäure, wobei sich Eisen löst, Nickel aber als oxalsaures Salz sich ausscheidet; Auflösen desselben in Ammoniak und Aussetzen an die Luft, wobei sich Nickelsalz abscheidet, Kobalt aber in Lösung bleibt; Glühen des getrockneten oxalsauren Nickels. **Gapmine.**

---

1) B. u. h. Ztg. 1878, S. 229. 2) B. u. h. Ztg. 1877, S. 300; 1878, S. 245. 3) B. u. h. Ztg. 1875, S. 58.

Nachträge.

BLEI.

S. 95. **Schemnitzer Hüttenprocess.** Nach Langer besteht ein wesentlicher Fortschritt in der Erbauung von Pilz'schen Rundöfen mit eisernem, durch Wasser gekühltem Gestelle, einem Blei- und zwei Lechabstichen, doppelter Schlackenrinne und radialen Gasableitungen. Höhe vom Sumpf bis zur Gicht 6.555 m, Weite an der Gicht 1.264 und im Gestelle 1.264 m. Verschmelzen von Erzen mit durchschnittlich 0.0953 Proc. güld. Silber, 0.0209 Proc. Gold, 11.6 Proc. Blei und 0.16 Proc. Kupfer auf Reichblei, Zwischenproducte und Schlacken mit 0.0107 Proc. güld. Silber, 0.0068 Proc. Gold und 2 Proc. Blei, welche durch ein eigenes Schmelzen mit kupferreicheren Erzen und Hüttenproducten (Lechen, Treibproducten, Krätz u. s. w.) verschmolzen werden auf Reichblei, Zwischenproducte und absetzbare Schlacken. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 50, mit Abbildung der Rundöfen.)

KUPFER.

S. 129. **Mansfelder Kupferschiefer** enthalten ausser Kupfer Ammoniaksalze, Strontian und Lithion in solchen Mengen, dass 0.001 g des Schiefers das Lithiumspectrum deutlich zu erkennen giebt. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 8.)

S. 245. **Cementkupferfällung zu Schmöllnitz.** Durch Anwendung abwechselnder Schichten von Cokes und Eisen wurde nach Schenek das Kupfer aus den Cementwässern reiner, vollständiger und rascher als durch Eisen allein gefällt. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 50.)

S. 247. **Zoppi's Verfahren** der Ausfällung von Cementkupfer durch Eisen bei Gegenwart von schwefliger Säure zu Agordo gestattet wesentliche Ersparung an Eisen, Erhöhung der Eisenvitriolproduction, Erfolg reicherer, von basischen Eisensalzen weniger verunreinigter Kupferschliege und geringen Kupferverlust. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 45.)

GOLD.

S. 373. **Dietzsch, Goldwaschen in Persien.** Gold aus dem Terrain der Trümmerstadt Rei in Gestalt von Drähten, Blättchen und Stücken wird von Juden in Gräben, Töpfen oder Schüsseln gewaschen, in kleinen Thonöfchen in Tiegeln mit Blei und Silber zusammengeschmolzen und auf sehr einfache Weise die Legirung abgetrieben. (B. u. h. Ztg. 1881, S. 35.)

S. 374. **Amalgamation von Sulfureten.** Das durch ein Sieb mit 3600 Maschen per Quadratzoll hindurchgegangene Erz passirt vier unter einander befindliche erhitzte Cylinder, wird dann abgekühlt, in einem automatischen Amalgamator heissen Quecksilberdämpfen ausgesetzt, die Masse abgekühlt und in Wasser bewegt, wobei sich das Amalgam absetzt. (Min. Journ. 1880, p. 715.)

S. 375. **Designolle's Verfahren** zur Gewinnung edler Metalle besteht in einer elektrochemischen und mechanischen Amalgamation dieser Metalle, sowie auch in dem Sammeln des Amalgams und dessen vollständiger Scheidung von beigemengten Gangarten.

S. 382. **Pochwerksamalgamation mit Kupferplatten.** Zur möglichst vollständigen Aufnahme des Goldes überzieht Richard die hinter dem Pochtroge liegenden Kupferplatten mit Silberamalgam. (B. u. h. Ztg. 1880, S. 466.)

S. 385. **Verbleiung von Gold- und Silbererzen.** Tichenor führt das Erz mit einem Kettentransporteur durch eine Bleisäule unter Einleitung eines elektrischen Stromes in das Bleibad. (D. R. P. Nr. 11 294.)

S. 387. **Dietzsch, über Plattner-Means' Goldchlorationsprocess.** Behandlung von Chargen von 1000 kg Erz und 500 l Wasser 30—60 Min. in rotirenden eisernen, mit Blei ausgekleideten Fässern unter Einwirkung von Chlorgas unter Druck, nebst Angaben über Goldgewinnung aus geschwefelten Erzen überhaupt, sowie deren Goldgehalte. (B. u. h. Ztg. 1881, S. 14.)

S. 400. **Blicken des Goldes.** Neuere Beiträge hierzu haben van Riemsdijk (B. u. h. Ztg. 1881, S. 2) und Bock (B. u. h. Ztg. 1881, S. 36) geliefert.

QUECKSILBER.

S. 415. **Quecksilbercondensationsröhren** zu Idria hat man mit Spencemetall (einer Verbindung von Schwefeleisen, Schwefelzink und Schwefelblei) gedichtet. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 50.)

QUECKSILBER und KUPFER.

S. 416. **Stefanshütte in der Zips mit Quecksilber-, Kupfer- und Silbergewinnung.** Dieselbe verarbeitet neben quecksilberfreien Kupfererzen quecksilberhaltige Fahlerze, welche in bedachten runden Stadeln von 7 m Durchmesser und 2 m Höhe bei 670—700 metr. Ctrn. Fassungsraum geröstet werden. Die aus dem Schwefelquecksilber sich entwickelnden Quecksilberdämpfe condensiren sich in den oberen Rostpartien, welche abgenommen und in Bottichen auf kleinen Holztrögen verwaschen werden, worauf man das gewonnene Quecksilber in eisernen Retorten destillirt und in Leder und Lageln verpackt. Die Kupfergewinnung aus dem Röstgute besteht in folgenden Operationen: Schmelzen auf Rohstein, Rösten desselben, Schmelzen auf Schwarzkupfer und Speise, Amalgamation derselben, Verarbeiten der entsilberten Rückstände mit silberfreiem Rohlech auf Schwarzkupfer, Gaarmachen desselben im Spleissofen und Hammergaarmachen; Aufarbeit der bei den Zwischenarbeiten erfolgenden Leche und Speisen. (Oest. Ztschr. 1880, Nr. 52.)

ZINK.

S. 431. **Binon, Einfluss der Luft in den Retorten bei der Reduction der Zinkerze.** Die in der Beschickung eingeschlossene Luft vermindert den Contact zwischen derselben und der Kohle, verlangsamt also die Reduction; zu vermeiden durch Einbringen der Beschickung im gepressten Zustande unter Beimischung von etwas Theer. (B. u. h. Ztg. 1881, S. 29.)

S. 445. **Harmet's Schachtofen zur Zinkgewinnung.** Derselbe hat oben und unten Düsen und zwischen diesen werden die Zinkdämpfe abgeführt. (B. u. h. Ztg. 1881, S. 10.)

S. 466. **Belgisch-schlesischer dreireihiger Zinkofen mit Nehse'scher Gasfeuerung** (Fig. 246 auf S. 467). Die patentirte Nehse-Gasfeuerung, welche sich durch Einfachheit und grosse Wirksamkeit empfiehlt und bereits vielfach an Oefen der verschiedensten Art, z. B. an obigem Zinkofen, angebracht ist, beruht darauf, dass die aus dem Heizraume des Ofens abziehenden heissen Verbrennungsproducte in einem unter dem Ofen befindlichen Raume Röhren oder Canäle, in denen die Verbrennungsluft circulirt, erhitzen, dann in den oberen Theil des Gasgenerators umgebende Canäle ziehen und hier das Brennmaterial entgasen, welches dann im verkohlten Zustande zur Bildung von Kohlenoxydgas auf den Rost gelangt. Durch diese Trennung der Entgasung und Vergasung wird, wie bei der Gröbe-Lürmann'schen Vorrichtung (Allgem. H., S. 198), die Qualität der Gase verbessert. (Patentblatt 1880, Nr. 3, S. 46; Pütsch, die Gasfeuerungen 1880, S. 11 u. 16; Four à gaz avec gazéificateur et récupérateur. Système breveté etc. inventé par Charles Nehse, ing. civ. à Blasewitz-Dresde.)

Register.

F.

G.

H.

J.

L.

M.

N.

O.

P.

Q.

R.

S.

T.

Leipzig.
Druck von A. Th. Engelhardt.

